

Metall. 68 ²⁵ -

Kerl

Die

Veränderung der Bevölkerung

in der Zeit von 1871 bis 1890

von Dr. phil. h. c. h. Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil.

Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil.

Verlag von Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil.

Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil.

Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil.

Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil.

Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil.

Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil.

Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil. Dr. phil.

Die
Rammelsberger Hüttenprozesse

am
G. E. A. J. von dem Rammelsberg
Communion-Unterharze.

Theoretisch und praktisch dargestellt

von
Bruno Kerl

Königl. Hannov. Hüttenmeister und Lehrer der Metallurgie an der Bergschule
zu Clausthal.

Bayerische
Staatsbibliothek
München

Mit vier Figurentafeln und sechs Stammbäumen.

Clausthal, 1854.

Druck und Verlag der Schweigerschen Buchhandlung.

205.3.

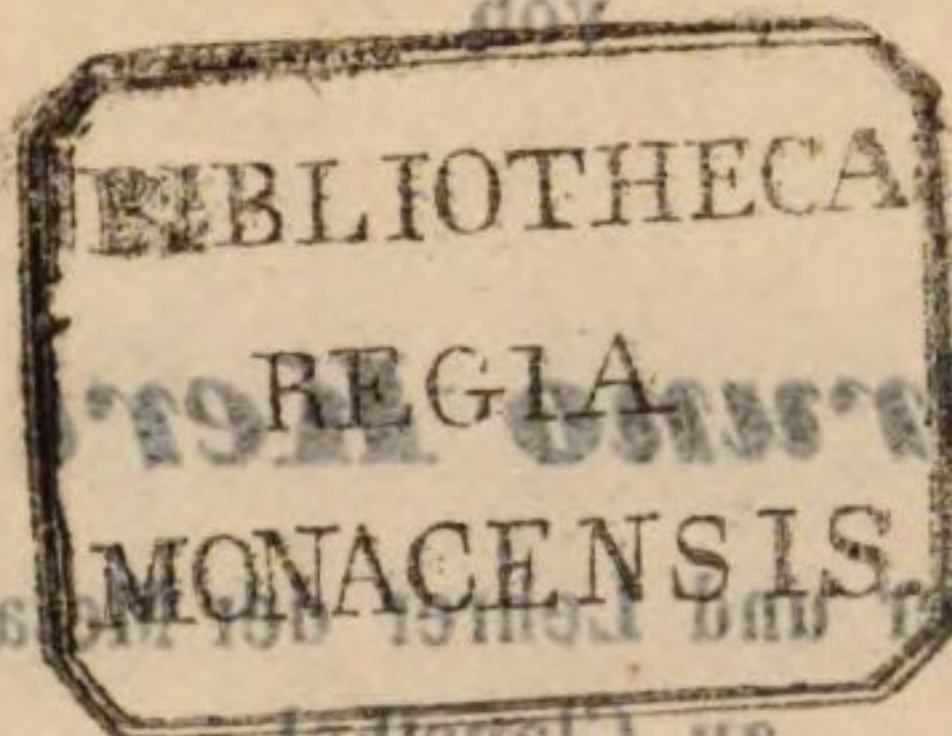
Die

Hammerberg's Hüttenproesse

in

Commission-Unterhänge.

Theoretisch und praktisch dargestellt



Königl. Hannov. Hüttenmeister und Leiter der Metallurgie an der Bergschule zu Clausthal.

Bayerische
Staatsbibliothek
München

Mit vier Figurentafeln und 748 Abbildungen.

Clausthal, 1854.

Druck und Verlag der Schweigert'schen Buchhandlung.

Dem

Herrn Berghauptmann

G. E. A. I. von dem Knesebeck

Ritter des Königl. Guelphenordens

seinem verehrungswürdigen Chef

in tiefgefühltester Dankbarkeit zugeeignet

Der am nordwestlichen Rande des Harzes gelegene Rammelsberg hat sich einen ausgebreiteten Ruf erworben durch das hohe Alter seines Bergbaues, sowie durch die Mannigfaltigkeit, das häufige Vorkommen und die Gewinnungsart seiner Erze, in welchen Gold, Silber, Quecksilber, Kupfer, Blei, Wismuth, Zink, Cadmium, Eisen, Mangan, Nickel, Kobalt, Antimon, Arsen, Selen und Schwefel gemeinschaftlich sich finden.

Um aus diesen Erzen die nutzbaren Stoffe abzuscheiden, bedarf es complicirter hüttenmännischer Prozesse, welche aber eben darum sehr instructiv werden.

Die vorliegende Schrift ist für Diejenigen **vom Verfasser.** welche sich mit der Zugutemachung der Rammelsberger Erze in den Hüttenwerken und Fabriken des Königl. Hannoverschen und Herzogl. Braunschweigischen Communen-Gebietes näher bekannt

Dem

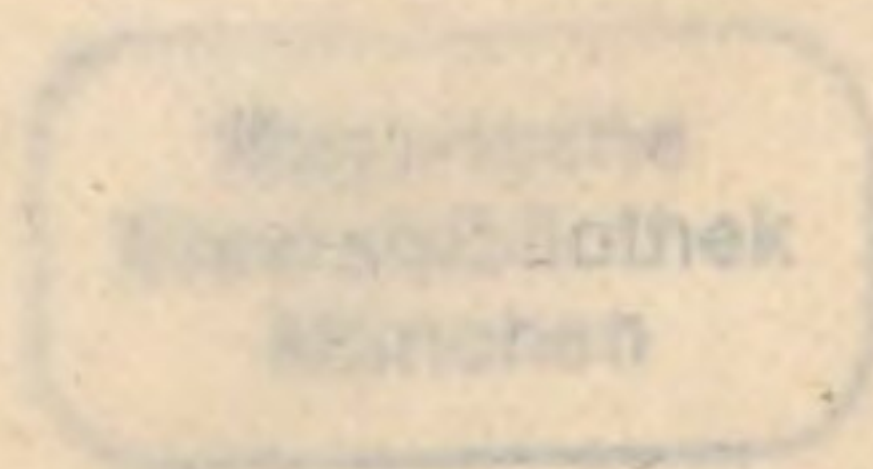
Herrn Gehauptmann

W. F. A. J. von dem Bueschbeck

Ritter des Königl. Guelphenordens

seinem verehrungswürdigen Chef

in tiefgefühltester Dankbarkeit zugeeignet



vom Verfasser.

V o r w o r t.

Der am nordwestlichen Harzrande bei Goslar gelegene Rammelsberg hat sich einen ausgebreiteten Ruf erworben durch das hohe Alter seines Bergbaues, sowie durch die Mannigfaltigkeit, das massige Vorkommen und die Gewinnungsart seiner Erze, in welchen Gold, Silber, Quecksilber, Kupfer, Blei, Wismuth, Zink, Cadmium, Eisen, Mangan, Nickel, Kobalt, Antimon, Arsen, Selen und Schwefel gemeinschaftlich sich finden.

Um aus diesen Erzen die nutzbaren Stoffe abzuscheiden, bedarf es complicierter hüttenmännischer Prozesse, welche aber eben darum sehr instructiv werden.

Die vorliegende Schrift ist für Diejenigen bestimmt, welche sich mit der Zugutemachung der Rammelsberger Erze in den Hüttenwerken und Fabriken des Königl. Hannoverschen und Herzogl. Braunschweigischen Communion-Gebietes näher bekannt

machen wollen, und schliesst sich meiner im Jahre 1852 bei
A. Schweiger allhier erschienenen

„Beschreibung der Oberharzer Hüttenprozesse“

an.

Möge dieselbe sich einer eben so nachsichtigen Aufnahme
erfreuen, als sie dem letzteren Buche zu Theil geworden ist.

Meinen Freunden am Unterharze für ihre gefälligen Mit-
theilungen meinen wärmsten Dank.

Clausthal, im September 1854. **V**

B. Kerl.

Der am nordwestlichen Harzende bei Goslar gelegene
Rammelsberg hat sich einen ausgebreiteten Ruf erworben
durch das hohe Alter seines Bergbaues, sowie durch die Mannig-
faltigkeit, das massige Vorkommen und die Gewinnungsart seiner
Erze, in welchen Gold, Silber, Quecksilber, Kupfer, Blei, Wis-
muth, Zink, Cadmium, Eisen, Mangan, Nickel, Kobalt, Antimon,
Arsen, Selen und Schwefel gemeinschaftlich sich finden.
Um aus diesen Erzen, die nutzbaren Stoffe abzuscheiden,
bedarf es complicirter hüttenmännischer Prozesse, welche aber
eben darum sehr instructiv werden.
Die vorliegende Schrift ist für diejenigen bestimmt, welche
sich mit der Zugerathung der Rammelsberger Erze in den
Hüttenwerken und Fabriken des Königl. Hannoverschen und
Herzogl. Braunschweigischen Communion-Gebietes näher bekannt

I n h a l t.

I. Abschnitt. Vorbemerkungen.

Rammelsberger Erzlagerstätte 1. Beschaffenheit des Erzgemenges 2. Grösse der Erzförderung 8. Aufbereitung der Erze 8. Hütten- und Fabrikanlagen 9. Totalproduction 14. Verfassung und Verwaltung 14. Anlieferung und Aufbewahrung der Erze 15. Probiervverfahren 15. Bleiprüben 15. Kupferprüben 16. Silberprüben 17. Eigenthümlichkeit der Hüttenprozesse 17.

2. Abschnitt. Bleiarbeiten.

1. Kapitel. Allgemeines.

Bleigewinnungsmethoden 18.

2. Kapitel. Bleierzarbeiten.

I. Rösten der Bleierze. Erste Röstung in freien Haufen: Verfahren 23. Röstversuche in Schachtöfen 23. Theorie der ersten Erzröstung 23. Producte der Röstung 27. — Zweite Röstung unter Schuppen: Verfahren 27. Theorie 28. Producte 28. — Dritte Röstung unter Schuppen: Verfahren 28. Theorie 29. Producte 29. Röstpersonal und Löhne 29. II. Bleierzschmelzen. Zweck 29. Beschickung 30. Schmelzöfen 31. Schmelzgezh 36. Brennmaterial 37. Leitung des Schmelzprozesses 37. Producte 40. Theorie des Erzschnelzens 42. Ausweis 46.

Anhang zum 2. Kapitel. Erzschnelzversuche mit Knüppelholz und Meilerbränden 47. Erzschnelzversuche mit heisser Luft 47. Erzschnelzversuche ohne Oberharzer Schliegschlacken 48.

3. Kapitel. Bleisteinarbeit.

Zweck 48. Zusammensetzung der Steine 48. Bleisteinarbeit zur Julius- hütte 49. Bleisteinarbeit zur Sophienhütte 49. Bleisteinarbeit zur Oker- hütte 50. Theorie der Bleisteinarbeit 50.

4. Kapitel. Verarbeitung der Bleispeise.

Speisebildung 50. Zugutemachung der Speisen 51. Zugutemachung der Unterharzer Speise 53.

5. Kapitel. Abtreibearbeit.

Allgemeines 55. Treibofen 55. Brennmaterial und Windzuführung 57. Perioden des Abtreibens 57. Producte vom Abtreiben 60. Ausweis 61.

Anhang. Versuche das Werkblei nach Pattinsons Methode anzureichern 63.

6 Kapitel. Glättfrischen.

Allgemeines 65. Frischofen 65. Schmelzgang 66. Producte 66. Ausweis 66.

7. Kapitel. Abstricharbeit.

Allgemeines 67. Frischofen 67. Schmelzgang 67. Producte 67. Ausweis 68.

8. Kapitel. Abzugarbeit.

Allgemeines 68. Schmelzgang 68. Producte 68. Ausweis 69.

3. Abschnitt. Kupferarbeiten.

1. Kapitel. Allgemeines.

Theorie 70. Umfang der Unterharzer Kupferarbeiten 70.

2. Kapitel. Zugutemachung der Kupfererze des Rammelsberges.

I. Rösten der Erze. Verfahren 71. Röstversuche in Schachtöfen 71. Theorie 77. Röstproducte 78.

II. Verschmelzen der gerösteten Erze (Rohschmelzen): Beschickung 79. Schmelzöfen 81. Brennmaterial 82. Windzuführung 82. Schmelzgang 82. Theorie 93. Producte vom Rohschmelzen 88. Ausweis 89.

III. Rösten des Rohsteins. Verfahren 90.

IV. Verschmelzen des gerösteten Rohsteins (Rohrostes). Verfahren 91. Theorie 91. Producte 92. Ausweis 92.

V. Rösten des Kupfersteins. Verfahren 93.

VI. Verschmelzen des Kupferrostes. Verfahren 93. Theorie 93. Producte 94. Ausweis 95.

VII. Verblasen und Granuliren der Rohrostschwarzkupfer. Allgemeines 95. Granulirofen 96. Leitung des Prozesses 97. Theorie 98. Producte 98. Ausweis 99.

VIII. Kupferfrischen. Allgemeines 99. Frischofen 104. Leitung des Frischprozesses 104. Producte 105. Ausweis 106.

IX. Saigern der Frischstücke. Allgemeines 106. Verfahren 107. Producte 107. Ausweis 108.

X. Darren der Kiehnstücke. Allgemeines 109. Darrofen 109. Leitung des Darrens 109. Producte 110. Ausweis 111.

XI. Gaarmachen der Darrlinge. Allgemeines 112. Gaarmachen zu Oker 121. Verfahren beim Gaarmachen 121. Producte 123. Ausweis 124.

XII. Hammergaarmachen. Allgemeines 124. Verfahren 124. Producte 125. Kupferverbesserungsversuche 125. Ausweis 125.

3. Kapitel. Zugutemachung der bei den Bleiarbeiten fallenden Kupferbleisteine, Abzugsteine und Abzugsagerkrätzsteine.

Allgemeines 125.

I. Zugutemachung des Kupfersteins aus der Bleisteinarbeit: Verfahren 126. Producte 126.

II. Zugutemachung des Abzug- und Abzugsagerkrätzsteins. Rösten 126. Durchstechen des Steinrosts 126. Ausweis 127. Verblasen der Abzugsteinkönige 127. Gaarmachen der verblasenen Abzugsteinkönige 128. Neue Verbesserungen 128.

4. Kapitel. Zugutemachung der kupferhaltigen Abfälle.

I. Krätzfrischarbeit. Zweck 129. Krätzfrischen 129. Saigern 130. Ausweis 130.

II. Gaarschlackenschmelzen. Reductionsschmelzen 131. Saigern 132. Verblasen 132. Gaarmachen 132.

III. Verblasenschlackenschmelzen. Verfahren 133.

IV. Pochkrätzschmelzen: Verfahren 133. Ausweis 133.

4. Abschnitt. Goldscheidung zu Oker.

Allgemeines 135.

I. Feinbrennen des Blicksilbers. Allgemeines 136. Feinbrennofen 136. Verfahren beim Feinbrennen 137. Producte 138. Ausweis 138.

II. Granuliren des Brandsilbers. Verfahren 139.

III. Auflösen der Silbergranalien in Porzellangefäßen. Löseherd 139. Verfahren 140. Producte 141.

IV. Reinigung des Scheidegoldes. Verfahren 141. Producte 142.

V. Ausfällen des Silbers aus der Silbervitriollösung mittelst Kupfers. Verfahren 142.

VI. Aussüssen des Fällsilbers. Verfahren 143.

VII. Pressen, Trocknen und Einsmelzen des Fällsilbers. Pressen und Trocknen 143. Einsmelzen 144.

VIII. Krätzarbeiten.

a) Zugutemachung des Inhaltes der Goldpfanne. Verfahren 145.

b) Das einjährige Krätzschmelzen 145.

c) Das dreijährige Krätzschmelzen 145.

Anhang. Hauptausweis 146.

5. Abschnitt. Schwefelläuterung zur Herzog Julius- hütte.

Verfahren 147. Producte 148. Ausweis 148.

6. Abschnitt. Fabrikation der Englischen oder con- centrierten Schwefelsäure.

1. Kapitel. Allgemeines.

Theorie 150. Fabrikationsmethoden. 151. Materialien zur Schwefelsäurebereitung 152.

2. Kapitel. Schwefelsäurebereitung zu Oker.

Allgemeines 155.

I. Gewinnung von verdünnter Schwefelsäure aus den Kammern. Erzröstung 156. Bleikammern 158.

II. Reinigung der Schwefelsäure. Verfahren 160.

- III. Concentration der gereinigten Säure in der Bleipfanne.**
Verfahren 161.
- IV. Concentration im Platinkessel. Verfahren 161. Ausweiss 163.**

7. Abschnitt. Gewinnung von Vitriolen und Alaun.
Allgemeines 164.

1. Kapitel. Gewinnung von Eisenvitriol, von Salzburger Vitriolen und von Alaun auf dem Vitriolhofe zu Goslar.
Material 164.

I. Darstellung von ordinärem grünen Vitriol. Auslaugen 165. Laugeproducte 165. Versieden der Rohlauge 166. Krystallisation 167.

II. Darstellung von gutem grünen Eisenvitriol. Verfahren 168.

III. Darstellung von Salzburger Vitriolen. Allgemeines 168. Material 169. Versieden der Lauge 170. Producte 171.

IV. Darstellung von Cypervitriol. Allgemeines 171.

V. Darstellung von Alaun. Prüfung der Mutterlaugen 172. Darstellung von Halbalaun 172. Producte 172. Raffination des Halbalauns 173. Producte 173.

Ausweis über Vitriol- und Alaunbereitung 173.

Anhang. Versuche, den Kupferrrauch mit warmem und kaltem Wasser auszulaugen 174.

2. Kapitel. Gewinnung von Zinkvitriol zur Herzog Julius-hütte. Material 175. Auslaugen der Erze 176. Abwärmen und Klären der Lauge 177. Versieden der Lauge 178. Krystallisation der Lauge 179. Calcination des rohen Zinkvitriols 180. Ausweis 180.

3. Kapitel. Gewinnung von Eisenvitriol in der Okerschen Schwefelsäurefabrik.
Allgemeines 181.

8. Abschnitt. Messingfabrikation zu Oker.

Eigenschaften des Messings 183. Messinganalysen 184. Materialien zur Messingbereitung zu Oker 185. Messingschmelzen 186. Messingblechbereitung 187. Kesselbereitung 187. Drahtzieherei 188. Rollenbleifabrikation 188. Kupferblechbereitung 188. Kupferkesselbereitung 189. Tomback 189. Britanniametall 189. Hauptausweis 189.

Erklärung der Figurentafeln 190.

Stammbäume in 6 Anlagen, nämlich

Nr. 1. Blei-, Kupfer- und Abzugarbeit auf Frau Marien Saigerhütte zu Oker.

Nr. 2. Bleiarbeit zur Frau Sophienhütte.

Nr. 3. Bleiarbeit, Schwefelläuterung und Vitriolsiedung zur Herzog Juliushütte

Nr. 4. Verarbeitung der Bleispeise auf Frau Marien Saigerhütte.

Nr. 5. Kupferarbeit auf Frau Marien Saigerhütte.

Nr. 6. Goldscheidung zu Oker.

Zusammenstellung der am Communion-Unterharze gebräuchlichen Maassen, Gewichte und Münzen 193.

I. Abschnitt.

Vorbemerkungen.

Rammelsberger
Erzlagerstätte. Das Material für die Communion-Unterharzer Hütten liefert der am nördlichen Harzrande nahe bei Goslar sich erhebende Rammelsberg*), dessen Erzlagerstätte seit etwa 900 Jahren Veranlassung zu einem ergiebigen Bergbaue gegeben hat. Diese besitzt im Allgemeinen eine linsenartige (sphäroidische) Gestalt, gleiches Streichen und Fallen mit den Gebirgsschichten des nordwestlichen Harzrandes und setzt im Hangenden einer mächtigen Thonschieferablagerung auf, welche von der älteren Grauwacke überlagert ist. Nach dem Fallen in oberer Teufe, in dem Lüdersüller Grubenfelde, theilt sich die Lagerstätte in zwei Arme, unter der Benennung hangendes und liegendes Trumm bekannt. Das hangende Trumm keilt sich in einer Teufe von etwa 50 Lachtern unter der Tagesförderstrecke aus, während das liegende Trumm (Haupttrumm) gegenwärtig, ohne dessen Ende dem Fallen nach schon erreicht zu haben, in einer Teufe von etwa 110 Lachtern unter gleichem Punkte aufgeschlossen ist. Die grösste Mächtigkeit der Erzlagerstätte, welche muthmasslich an dem Punkte gewesen ist, wo die Theilung in zwei Trümmer stattgefunden hat, dürfte etwa 18—24 Lachter und die grösste Längenerstreckung 300—320 Lachter betragen haben.

Die Ausfüllung dieses Raumes bildet ein dichtes, derbes Erzgemenge, in welchem nur selten am Hangenden oder Liegenden kleine sphäroidische Thonschiefermittel liegen. Auch

*) Ueber den Ursprung des Namens Rammelsberg siehe Holzmann, hercyn. Arch. 1805. p. 128, 291.

kommen daselbst wohl mit Erzschnüren durchzogene Gesteinsmittel, Kniest genannt, vor und zwar Kupferkniest und Bleikniest, je nach der Beschaffenheit des vorhandenen Sulphurets. Zuweilen finden sich Kniestmittel in der Mächtigkeit des Lagers. Ausserdem wird dasselbe von zahlreichen, schmalen Klüften (Steinscheiden) durchzogen, welche weder ins Hangende noch ins Liegende fortsetzen, in der Regel nur Absonderungsflächen ohne alle Ausfüllung sind und nur selten mit einer Ausfüllung von krystallisiertem und derbem Bleiglanze, Kupferkiese, Fahlerz, Quarz, Kalkspath (welcher gewöhnlich einen Ueberzug von Galmei hat), krystallisiertem Gypse und erdigem Ocher vorkommen.

Beschaffenheit des Erzgemenges. Die im Rammelsberge vorkommenden Gebilde sind theils primaire Bildungen, theils secundären Ursprungs. In dem dichten derben Erzgemenge kommen als primaire Bildungen vor und sind als mineralogische Species zu erkennen: Schwefelkies, Kupferkies, Buntkupfererz, Arsenikkies, Bleiglanz, Fahlerz, Zinkblende, Quarz (selten), Kalkspath und dichter Baryt; nicht als mineralogische Species zu erkennen sind Gold, Silber, Quecksilber, Cadmium, Wismuth, Kobalt, Nickel, Antimon und Selen, sondern erst bei den hüttenmännischen Prozessen concentriren sich diese Stoffe in gewissen Zwischenproducten, das Gold im Blicksilber, das Wismuth in der Testasche, Quecksilber und Selen in dem rothen Schlamm aus der ersten Kammer der Schwefelsäurefabrik, Kobalt und Nickel in der Bleispeise und den Verblasenschlacken, Cadmium in den zinkischen Ofenbrüchen. Secundären Ursprungs sind Eisen-, Zink- und Kupfervitriol, Misy, Galmei, Gyps (früher mit Salpeter bezeichnet), Bittersalz, Haarsalz, Gelbeisenstein, ged. Kupfer, Rothkupfererz und Bleivitriol.

Für die Zugutemachung auf den Hütten, Siedewerken und Fabriken werden folgende nutzbaren Gebilde aus dem Rammelsberge geliefert:

I. Erze.

Nach der Art des Gemenges der darin vorkommenden hauptsächlichsten Metallsulphurete unterscheidet man im Allgemeinen

A. Bleierze, welche je nach ihrer Beschaffenheit, die wiederum durch die verschiedenartigen Beimengungen bedingt ist, zerfallen in

1) *Braunerze*, Bleiglanz mit Zinkblende und etwas Kupfer- und Schwefelkies innig gemengt; im gerösteten Zustande mit 6—10 Pfd. Blei und $\frac{1}{4}$ Lth. Silber im Centner.

2) *Grauerze*, innige Gemenge von Bleiglanz mit dichtem Schwerspath, Kalkspath, etwas Schwefelkies, Arsenikkies und Quarz. Halten im gerösteten Zustande 2—6 Pfd. Blei im Centner.

3) *Schwefelerze*, Schwefelkies, Arsenikkies und etwas Bleiglanz.

4) *Reiner Bleiglanz*, selten.

Die Bleierze füllen ausschliesslich den Raum des hangenden Trumms aus, während dieselben auf dem liegenden Trumm (Haupttrumm) vorwaltend in der ganzen Mächtigkeit des westlichen Feldes und am Liegenden des mittleren und östlichen Feldes getroffen werden. Die Bleierze werden meist an die Herzog Juliushütte bei Astfeld abgegeben, zuweilen ein Theil derselben auch an die Frau Sophienhütte bei Langelsheim.

B. Kupfererze, im Wesentlichen aus einem Gemenge von Kupfer-, Schwefel- und Arsenikkies bestehend, kommen hauptsächlich auf dem liegenden Trumm (Haupttrumm) vor und zwar nach dem Hangenden des mittleren und östlichen Feldes hin. Sie enthalten 4—6 Pfd. Kupfer und $\frac{1}{8}$ — $\frac{1}{4}$ Lth. Silber im Centner und häufig liegt Fahlerz in sehr dünnen, oft eine kaum erkennbare Kruste bildenden Blättchen darauf. Man theilt die Kupfererze ausschliesslich der Frau Marien Saigerhütte bei Oker zu und zwar etwa den 10ten Theil von den gewonnenen Erzen erst dann, nachdem sie in der Okerschen Schwefelsäurefabrik durch theilweise Abröstung zur Darstellung von schwefliger Säure verwandt sind.

C. Melierte Erze, Gemenge von Kupfer- und Bleierzen. Sie kommen in der Regel auf dem Haupttrumme an der Grenze der Kupfer- und Bleierze vor; treten jedoch auch häufig in reinen Kupfererzen auf, selten aber da, wo Bleierze vorwaltend anstehen. Die Production daran hat seit etwa 15 Jahren bedeutend zugenommen, seitdem die Erzgewinnung im Rammelsberg, um Regelmässigkeit in den Abbau zu bringen, mehr dem Hangenden der Lagerstätte zu stattfindet, und die Scheidung vollständiger als früher geschieht. Während man sonst Kupfererzstücke mit wenig Bleiglanz zu den Kupfererzen, Bleierze mit wenig Kupfererzen zu den Bleierzen that, so giebt man seit jener Zeit nur reine Kupfer- und Bleierze ab und lässt solche Erze, die in der Grube nicht vollständig erkannt werden können, zu Tage gehen, um sie einer Handscheidung zu unterwerfen.

Die melierten Erze werden meist zur Frau Sophienhütte verschmolzen und zur Frau Marien Saigerhütte nur so viel, als der Betrieb zweier Bleiöfen erfordert.

Sämmtliche Erze besitzen einen geringen Goldgehalt, welcher nach ältern Angaben (Harzfreund Jahrg. 1829, p. 132) $\frac{1}{5}, 200,000$, nach neueren aber (Berg- und hüttenm. Ztg. 1842, p. 16) $\frac{1}{7}, 300,000$ der Erzmasse beträgt, so dass also auf 1 Pfd. Gold 73,000 Ctr. Erz kommen. Das Gold ist wahrscheinlich, wie auf den Lautenthaler Gängen am Oberharze, an Zinkblende gebunden. *) In den blindfreien Bleiglanzen, Eisen- und Kupferkiesen der Oberharzer Gänge lässt sich keine Spur Gold nachweisen. Jedoch kann es auch, wie zu Reichenstein in

*) Hausmann, Studien d. Götting. Ver. bergm. Freunde III, 332.

Schlesien (Erdm. J. f. pr. Ch. XLVIII. Hft. 3) an Arsenikkies gebunden und als Doppelsalz wie z. B.

2 ($\text{Au}^2 \text{S}^3$), 3 ($\text{As}^2 \text{S}^3$, $\text{Sb}^2 \text{S}^3$) vorhanden sein. Das Schwefelantimon scheint als Ansammlungsmittel eines Theils des in der Natur vorkommenden Goldes aufzutreten.

Nach Anderen (Holzmanns hercyn. Arch. p. 525) soll der Kupferkies die Hülle des Goldes sein, und da die Alten das am Kupferkies reiche Hangende des Erzlagers abgebaut haben, so ist die Vermuthung nicht ganz unwahrscheinlich, dass der Rammelsberger Bergbau früher durch einen grössern Goldgehalt in den gewonnenen Silbern oder Kupfern ergiebiger gewesen sei. (ibid. p. 509.) Das Gold sammelt sich beim Unterharzer Hüttenprozesse in dem Blicksilber in Quantitäten von $\frac{3}{8}$ — $\frac{3}{4}$ Grän, oder wenn man die Blicksilber der Kupfer- und Bleiarbeit zusammen nimmt, von durchschnittlich $\frac{3}{4}$ Grän pro Mark an.

II. Kniest.

Was man unter Kniest versteht, ist bereits angeführt. Derselbe kommt als Kupferkniest gegenwärtig ausschliesslich am Haupterztrümme auf den untern Gruben Nachtigall und Kunststrecke vor und wird, wo er sich zeigt, mit Sorgfalt durch Bohr- und Schiessarbeit gewonnen. Bleikniest ist seit einer Reihe von Jahren nicht mehr gewonnen, weil er nur selten und dann nur von sehr geringer Ausdehnung angetroffen worden ist. Die in dem Knieste enthaltenen Erzschnüre pflegen reicher zu sein, als sonst das Erz; die Kupfererzschnüre bestehen aus mit wenigem Schwefelkiese gemengten Kupferkiese und die Bleierzschnüre aus einem feinglanzigen, ziemlich reinen Bleiglanze. Dieser so wie der Umstand, dass die Okerhütte, an welche aller Kupferkniest abgegeben wird, kieseliger Zuschläge bedarf, machen es wünschenswerth, möglichst viel Kniest zu gewinnen.

III. Brandstaub.

Beim Rammelsberger Bergbaue*) wird ausser der Bohr- und Schiessarbeit das sogenannte Feuersetzen**) als Gewinnungsmethode gegenwärtig noch angewandt, welche, aus den ältesten Zeiten herrührend, aus grubenbaulichen Gründen hier nicht ganz entbehrt werden kann. Wenn die in den Weitungen vor den festen Erzwänden aufgeschlichteten Holzhaufen (Brände) gehörig ausgebrannt und nach etwa 40 Stunden gelöscht sind, so werden zunächst die über der Brandstelle hängenden, losgebrannten Erzstücke abgearbeitet, das Erz bis zur Grösse eines Hühnereies weggeschafft und das Uebrige — kleine Erzstücke, Kohlen, Asche und die von der verstürzten Sohle etwa her-

*) C. Koch, der Rammelsberg. Goslar 1837.

**) Gätzmänn, vollständige Anleitung zur Bergbaukunst. III, 678.

rührenden Schieferstücke — zusammengestürzt und unter dem Namen Brandstaub, welcher nach dem Gehalte der darin vorkommenden Erzstücke in Kupfer- und Bleibrandstaub getrennt wird, zu Tage gefördert. Der an Puncten, wo melierte Erze brechen, gefallene Brandstaub wird zu dem Bleibrandstaube gethan.

Zu einem Brande werden gewöhnlich $93\frac{1}{6}$, zuweilen 120—140 und höchst selten $186\frac{1}{3}$ Cbfss. tannees Kluflholz verwendet und der Verbrauch an Brandholz für sämtliche fünf Rammelsberger Gruben hat im Jahre 1850 betragen 226 Treiben à $2\frac{1}{3}$ Mltr. = $527\frac{1}{3}$ Mltr. à 80 Cbfss. = $42,266\frac{2}{3}$ Cbfss.

IV. Kupferrauch.

Mit Kupferrauch*) (sonst Alter Mann genannt) bezeichnet der Rammelsberger Bergmann alle diejenigen Substanzen, welche beim Behandeln mit Wasser eine vitriolhaltige Lauge geben. Die Hauptbildung desselben dürfte auf die folgende Weise stattgefunden haben. In frühesten Zeiten wurden alle Erze durch Brände gewonnen und der dabei fallende Brandstaub, dessen Erzstückchen eine theilweise Röstung erlitten hatten, bis vor etwa 60 Jahren zum Verstärken der ausgehauenen Weiten gemeinschaftlich mit mehr oder weniger mildem Thonschiefer verwendet. Dadurch nun, dass der Bergbau zu verschiedenen Zeiten für viele Jahre auflässig wurde, traten die Baue, in Ermangelung eines tiefen Stollens, unter Wasser, die in den theilweise gerösteten Erzstücken enthaltenen vitriolischen Bestandtheile wurden durch das Wasser ausgezogen und durch die ganze Ausfüllung vertheilt, und bei dem starken Druck des Wassers und dem nicht abgeschlossenen Luftzutritt nahm die Zersetzung der mürbe gebrannten Erztheilchen, indem auch zum Theil die milderer Thonschieferpartien angegriffen wurden, ihren Fortgang. Nachdem später bei Wiederaufnahme des Bergbaues die Baue von Wasser gelöst waren und aufs Neue Brände gesetzt wurden, trockneten durch die dabei erzeugte Hitze die mit vitriolischen Wassern geschwängerten alten Baue aus und ihr Inhalt regenerierte sich zu einer festen Masse, wobei wahrscheinlich der Eisenvitriol, indem er durch höhere Oxydation in unlösliches basisches schwefelsaures Eisenoxyd übergieng, und die Erz- und Thonschiefertheilchen gleichsam zusammenleimte, eine nicht unwesentliche Rolle gespielt hat. Setzt sich doch, wie später noch weiter ausgeführt werden wird, noch gegenwärtig in den aus dem Rammelsberge abgeführten vitriolischen Wässern solches basisch schwefelsaures Eisenoxyd (Ocher genannt) als festes Gebilde mit muschlichem Bruche auf dem Grunde des tiefen Julius Fortunatus Stollen stellenweise ab.

*) Wahrscheinlich so genannt wegen seines schmutzigen, räucherigen Ansehns und seiner Benutzung zur Darstellung von grünem Vitriol, den die Alten für einen Abkömmling des Kupfers hielten.

Auch dürfte zum Erhärten des Alten Mannes die dem Brandstaube beigemengte Kohle beigetragen haben, welche aus den vitriolischen Wässern feste Schwefelungen (Eisenkies, Blende, Arsenikkies) auf electrochemischen Wege ausschied. Aus anderwärts beobachteten Thatsachen geht wenigstens unzweifelhaft hervor, dass die reducierende Wirkung des Kohlenstoffs und überhaupt der organischen Körper auf derartige Flüssigkeiten eine grosse ist. *)

Dieser wieder verhärtete Alte Mann unserer Vorfahren bildet die Hauptfundstätte des Kupferrauches, welcher auf dem Vitriolhofe zu Goslar zur Darstellung von Vitriolen und Alaun verwandt wird. Die festen, durch Bohren und Schiessen zu gewinnenden Partien nennt man Atramentstein, und zwar grauen (Sory), wenn die ursprüngliche Farbe des zu seiner Bildung mit beigetragen habenden Thonschiefers, und rothen, wenn die Eisenfarbe vorwaltet. Letzterer enthält mehr lösliche Bestandtheile als ersterer. In dem festen Kupferrauche kommen häufig bald unzersetzte Thonschiefermittel, bald milde Kupferrauchpartien vor, in welchen letzteren sich zuweilen Ausscheidungen von fasrigem Eisenvitriol (weiss Jöckelgut), schuppigem und mehligem basisch schwefelsauren Eisenoxyd (Misy), strahligem Zinkvitriol (Federweiss), erdigem Zinkvitriol (Bergbutter, Bergunschlitt), Bittersalz, Haarsalz etc. finden. Muschliger Eisenvitriol findet sich krystallisiert oder zapfen- und röhrenförmig an den Försten von Strecken und Weitungen, besonders häufig auf der Grube Lüdersüll, derb aber im alten Manne. Das gelbe Misy ist im Wesentlichen basisch schwefelsaures Eisenoxyd und besteht (I.) nach Borchers und Ahrend und (II.) nach List (Wöhl. und Lieb. Ann. LXXIV, 239. — Leonh. Jahrb. 1852, p. 71) aus:

	$\text{Fe}^2 \text{O}^3$	Zn O	Mg O	K O	S O^3	H O
I.	22,60	5,81	—	—	40,40	21,20
II.	30,066	2,491	2,812	0,318	42,922	21,391.

Nr. I. = $\text{Zn O}, \text{S O}^3 + 2 (\text{Fe}^2 \text{O}^3, \text{S O}^3) + 24 \text{H O}$;
Nr. II. war ein lockeres Agregat kleiner Krystallschuppen, die unter dem Mikroskop als rhombische Tafeln erschienen, von dem Perlmutterglanze sich näherndem Glasglanze; dunkel-schwefelgelb.

V. Cementkupfer.

Die durch den alten Mann ziehenden Gewässer lösen vitriolische Theile, die sich (wie z. B. Eisenvitriol und Zinkvitriol) in deutlichen Krystallen oder in stalactitischer Gestalt an der

*) Bischof, Geologie 1847. I, 917. — Naumann, Geognosie 1849. I, 828. — Breithaupt, Paragenesis der Mineralien 1849. p. 21. — Blums Nachtrag etc. p. 199. — Jahrb. f. d. Sächs. Berg- und Hüttenmann 1851. p. 31. — Berzelius, Jahresber. 26. Jahrg. p. 148; 27. Jahrg. p. 54. — Becquerel, Elemente der Electrochemie etc.; 2te Deutsche Ausgabe. Erfurt 1848.

Zimmerung etc. zuweilen absetzen, auf und kommen auf den Gruben L ü d e r s ü l l und N a c h t i g a l l als sogenannte C e m e n t - w ä s s e r mit einem geringen Kupfervitriolgehalt zum Vorschein. Man leitet sie an beiden Puncten durch kleine, wenig geneigte Gerenne, worin zur Ausfällung des Kupfers altes Schmiedeeisen (Nägel, Eimerbände etc.) liegt, in einen Sumpf, damit sich hier der Cementschlieg ansammele. Die Bewegung des Wassers ist der Kupferabscheidung förderlich.¹⁾

Es werden jährlich etwa 7 Ctr. Cementschlieg gewonnen. Im Jahre 1843 sind aus 40 Ctr. 40 Pfd. Cementschlieg zur Okerhütte 20 Ctr. Schwarzkupfer und 5 Ctr. Kupferstein mit 49 Prct. Kupfer dargestellt. Im Jahre 1851 sind 33 Ctr. 63 Pfd. solcher Schliege mit 60—70 Prct. Kupfer zur Bereitung von gemischten Vitriolen an den Vitriolhof zu Goslar abgegeben.

Nach einem vom Obergeschwornen N e s s i g angestellten Versuche wurden auf der Grube N a c h t i g a l l mit 3620 Pfd. altem Eisen 1842 Pfd. Cementschlieg bei einem Kostenaufwande von 72 Thlr. 12 Ggr. 8 Pf., ferner auf der Grube L ü d e r s ü l l mit 2515 Pfd. Eisen 1712 Pfd. Cementkupfer mit 40 Thlr. 8 Ggr. 9 Pf. Kosten gewonnen.

VI. Ocher.

Durch den tiefen Julius Fortunatus Stollen gelangen die vitriolischen Grubenwasser aus den Bauen. Sobald sie mit der Tagesluft in Berührung kommen, oxydiert sich das darin enthaltene lösliche schwefelsaure Eisenoxydul höher und bildet unlösliches basisch schwefelsaures Eisenoxyd, O c h e r²⁾ genannt, welches durch communicierende Sümpfe geleitet und darin grösstentheils zum Absetzen³⁾ gebracht wird. Je nachdem sich der Ocher mehr oder weniger weit vom Stollenmundloche niedergeschlagen hat, zeigt er eine verschiedene Zusammensetzung. J o r d a n bezeichnet (Erdm. J. f. pr. Ch. IX, 95) das Gebilde, welches sich auf dem Grunde des Stollens, insbesondere in und vor dem Mundloche absetzt, mit m u s c h l i c h e m O c h e r (I.), dagegen die sich weiterhin bildenden lockeren Absätze mit e r d i g e m O c h e r (II.) und giebt die Zusammensetzung beider wie folgt an:

	Fe ² O ³	Zn O	Cu O	S O ³	H O	Thon u. Kiesel
I.	63,85	1,23	0,88	13,59	18,45	2,00
II.	68,75	1,29	0,50	9,80	15,52	4,14.

Der Ocher liefert das Material zur Darstellung von rothen, braunen und gelben Farben in der zwischen Goslar und Oker gelegenen L a t t m a n n s c h e n Farbenfabrik.

¹⁾ Die Kupfercementation im Rammelsberge soll 1599 von dem Bergvoigt Schare eingerichtet sein.

²⁾ Ueber Ocherbildung siehe B i s c h o f s Geologie I, 901.

³⁾ S c h e e r e r, einige Bemerkungen über das Absetzen aufgeschlämmter pulverförmiger Körper in Flüssigkeiten. Dingl. CXX, 130.

Größe der Erz- Aus dem Rammelsberge sind im Jahre 1850 ge-
förderung. fördert: a) 57032½ Scherben Erze, nämlich 24972½
 Schrbn. Bleierze, 7070 Schrbn. Kupfererze und 24990 Schrbn.
 melierte Erze. Aus den melierten Erzen sind aber noch 7490
 Schrbn. reine Kupfererze auf der Halde ausgeschieden, so dass
 17500 Schrbn. melierte Erze geblieben und 14560 Schrbn. reine
 Kupfererze an die Hütten abzugeben standen. b) 2135 Schrbn.
 Kupferknies t. c) 9472 Schrbn. Brandstaub, wozu noch
 1260 Schrbn. Haldenkeln (kleines Erz) gekommen und in der
 Brandstaubwäsche verwaschen sind. d) 5110 Schrbn. Kupfer-
 rauch.

Den aufgeschlossenen, vorbereiteten und überhaupt be-
 kannten Erzmitteln zufolge soll der Erzvorrath im Rammelsberge
 noch etwa 60000 Cubiklacher oder 154300 Treiben betragen,
 wonach sich der Betrieb bei einer Förderung von wöchentlich
 15 Treiben noch auf 200 Jahre sicher stellen dürfte.

Aufbereitung der Ram- Wegen der innigen Verbindung ihrer Gemeng-
melsberger Erze. theile lassen die Rammelsberger Erze keine
 solche Aufbereitung, wie sie am Oberharze stattfindet, zu, sondern
 dieselbe beschränkt sich für die Erze nur auf eine blosse Hand-
 scheidung, welche schon in der Grube vorgenommen und über
 Tage vollendet wird. Dabei sortiert man sie der Qualität nach
 in Kupfer-, Blei- und melierte Erze und dem Volum nach in
 grobes und kleines Stufferz (ersteres von der Grösse
 einer kleinen Kegelkugel bis zu der eines grossen Gänseeies,
 letzteres hält das Mittel zwischen einem kleinen Gänseei und
 einer kleinen Faust) und Bergkern (zwischen einem grossen
 und kleinen Hühnerei).

Nur der Brandstaub nebst dem Haldenkeln wird durch
 Siebe geworfen, die Gröbe giebt Waschkern von Hühnerei-
 bis Taubeneigrösse, das Siebfeine aber wird, nachdem dasselbe
 durch Verwaschen in einem Gerenne von Kohlen- und Aschen-
 theilen befreit ist, auf Setzmaschinen verarbeitet. Dabei erfolgt
 Gräupel von der Grösse einer grossen bis kleinen Bohne und
 Schlieg (Fassmehl) von Erbsen- bis Linsengrösse.

Im Jahre 1850 sind von 9472 Schrbn. Brandstaub (2738
 Schrbn. Kupfer- und 6734 Schrbn. Bleibrandstaub) und 1260
 Schrbn. Haldenkeln erfolgt:

a) 3362 Schrbn. Bleiwaschkern

1330 - Bleigräupel

488 - Bleischlieg.

b) 1169 Schrbn. Kupferwaschkern

616 - Kupfergräupel

329 - Kupferschlieg.

Ausserdem sind 420 Schrbn. Bleigräupel über die Halde
 gelaufen, d. h. vor dem Rammelsberge aufgestürzt, um sie
 demnächst, wenn sie von den Hütten angefordert werden, ver-
 werthen zu können. In Summa sind also erfolgt: 4531 Schrbn.
 Waschkern, 2366 Schrbn. Gräupel und 817 Schrbn. Schlieg.

Beim Rammelsberger Bergbau sind beschäftigt: 9 Steiger, 1 Erzschreiber, 5 Aufseher, 122 Bergleute, 24 Wäschenarbeiter und 7 Invaliden, zusammen 168 Personen.

Hütten- und Fabrikanlagen. Zur Verarbeitung der aus dem Rammelsberge geförderten primären und secundären Gebilde auf Gold, Silber, Kupfer, Frischblei, Hartblei, Bleiglätte, Zink, Schwefel, Nickelspeise, Schwefelsäure, Eisen-, Zink-, Kupfer-, Salzburger Vitriol und Alaun sind folgende Hütten*) und Fabrikanlagen vorhanden:

1) Die Frau Marien Saigerhütte zu Oker, in den Jahren 1835—1845 neu erbaut. Sie verarbeitet ausser einem geringen Quantum melierter Erze sämtliche Kupfererze des Rammelsberges, so wie auch die kupferhaltigen Zwischenproducte (Abzugstein, Abzugsaignerkrätzstein, Kupferstein etc.), welche von der Bleiarbeit der andern Hütten fallen, auf Kupfer. Hiernach theilt sich ihr Haushalt in die Kupfer- und Bleiarbeit, und werden beide Abtheilungen rechnungsmässig völlig getrennt gehalten. Sie enthält nachstehende, in einer Fronte und in folgender Reihe neben einander liegende Schmelzapparate:

6 Krummöfen zum Verschmelzen der Kupfererze und Kupfersteine, 1 Granulierofen, 1 Kupferfrischofen, 8 Saigerherde, 1 Darrofen, 1 Kupferkrätzfrischofen, 2 kleine Gaarherde, 1 Spleissofen, 1 Halbhohofen zum Verschmelzen des Pochschlieses etc., 1 Glättfrischofen, 1 Treibofen und 2 Bleierzschmelzöfen.

Der nöthige Wind wird durch 2 Cylindergebläse**) mit je 2 und 3 Cylindern von 4' 6" Durchmesser und 5' 6" Höhe für sämtliche Oefen, welche höchst selten gleichzeitig im Gange sind, geliefert. Die Cylindergebläse sind von gewöhnlicher Construction mit Balancier und stehendem Bläuel und werden durch Wasserräder von 24½' Durchmesser und 5' 6" Schaufelbreite in Bewegung gesetzt. Das Stirnrad auf der Welle hat 5' Durchmesser. Wechselt der Kolben bei 4' 4" Hubhöhe 5mal in einer Minute (was das Maximum ist), so finden in diesem Zeitraum aus 1 Cylinder, dessen Inhalt nach Abzug des Volums des Kolbens und der Kolbenstange 60,68 Cbfss. beträgt, 2 Ausleerungen, also aus allen 5 Cylindern 50 Ausleerungen statt, was etwa 3034 Cbfss. Luft von atmosphärischer Dichtigkeit beträgt, wovon indessen, da bei den besten Cylindergebläsen der Windverlust an 25 Prct. ausmacht, nur etwa 2275 Cbfss. Luft wirklich in den Ofen kommen. Dieses Quantum möchte kaum hinreichen, sämtliche Oefen bei gleichzeitigem Gange zu versorgen.

Im Jahre 1850 stellte sich die Production wie folgt:

a) bei der Bleiarbeit sind von 9984 Schrbn. melierten Erzen in 832 Schichten à 12 Schrbn. erfolgt: 533 Mrk. 6 Lth. Blicksilber, 21 Ctr. Kaufglätte, 1382½ Ctr. Frischblei und 322

*) Um 1540, als das Bergwerk noch in den Händen der Stadt Goslar war, standen an der Oker 3, an der Grane und Innerste 8 zum Rammelsberg gehörige Hüttenwerke im Umtrieb.

**) Früher waren hölzerne Blasebälge im Gebrauche, welche, im Bambergischen erfunden, 1620 eingeführt wurden.

Ctr. roher Schwefel bei einem Aufwand von 419 Mltr. Rösteholz, 120 $\frac{1}{4}$ Schock Waasen, 1059 Karren Kohlen und 16455 Blgn. Koks von Obernkirchen. (Frischblei und Bleistein gehen in die Kupferarbeit).

b) bei der Kupferarbeit resultierten von 24000 Schrbn. Kupfererz und 2700 Schrbn. Kupferkniest: 547 Mrk. 7 Lth. Blicksilber, 2959 Ctr. gutes Kupfer, 1561 Ctr. Krätzkupfer und 751 Ctr. roher Schwefel mit 1698 $\frac{1}{2}$ Mltr. Rösteholz, 1335 $\frac{1}{4}$ Schck. Waasen, 2780 $\frac{1}{2}$ Karren Kohlen und 55765 Blgn. Obernkirchner Koks.

Das Personal besteht zur Okerhütte aus 95 angestellten und 13 temporair beschäftigten Arbeitern.

2) Die Herzog Juliushütte bei Astfeld. Die Schmelzhütte ist in den Jahren 1822 und 1823 neu gebaut. Ihr Haushalt umfasst:

a) den Bleihüttenbetrieb. Fast sämtliche reinen Bleierze werden hier verarbeitet und dienen dazu 6 Bleiöfen, 1 Treibofen, 1 Glättfrischofen und 1 Saigerherd. Die Bleiöfen erhalten den Wind von einer Cagniardelle*), Treib- und Frischofen aus je 2 hölzernen Spitzbälgen. Die Cagniardelle hat 8 $\frac{1}{2}$ ' Dchm. und 10' Höhe; ihr Schraubengang windet sich 5mal um die eiserne Spindel mit 30 Grad Neigung. Sie macht in 1 Minute 9—10 Umgänge und liefert bei jedem Umgange 105 Cbf. Luft von atmosphärischer Dichtigkeit, also pro Minute etwa 1000 Cbf. bei 10 Linien Quecksilberpressung. Man beabsichtigt, für diese Cagniardelle ein Cylindergebläse einzubauen, weil sie die zur Zersetzung der Koks erforderliche Windpressung nicht gewährt, und einen mit Feuchtigkeit geschwängerten Wind liefert, wodurch der Aufwand an Brennmaterial vermehrt und zur Erzeugung von Bühnen und Ofenbrüchen Veranlassung gegeben wird.

Im Jahre 1850 sind von 30240 Schrbn. in 2520 Schichten à 12 Schrbn. verarbeiteten Bleierzen erfolgt: 1598 Mrk. 9 Lth. Blicksilber, 2541 Ctr. Kaufglätte, 2931 Ctr. 82 Pfd. Frischblei, 124 Ctr. 53 Pfd. Abstrichblei, 77 Ctr. 75 Pfd. Zink und 342 Ctr. Rohschwefel, mit 1052 Mltr. Rösteholz, 349 $\frac{3}{4}$ Schck. Waasen, 2441 Karren Kohlen und 57257 Blgn. Koks. (Die kupferhaltigen Producte, wie Kupferstein, Abzugstein und Abzugsaignerkrätzstein, werden nach Frau Marien Saigerhütte geschafft, um daselbst auf Kupfer weiter verarbeitet zu werden.)

b) den Vitriolhüttenbetrieb. In Folge des bedeutenden Zinkblendegehalts der Bleierze bildet sich bei der ersten Röstung in freien Haufen schwefelsaures Zinkoxyd, welches ausgelaugt und auf Zinkvitriol versotten wird, wozu mehrere Büten zum Auslaugen, Klären und Krystallisierenlassen der Lauge, 1

*) Ueber Cagniardellen siehe: Bgwkfd. IV, 479; IX, 527; XIII, 1. — Lampad., Fortschr. 1839. p. 72. — Dingl., LV, 212. — Polyt. Centr. 1835. Nr. 60. — Hülse, Maschinenencyklopädie II, 813. — Scherer, Metallurgie I, 432.

Siedeherd, 1 kupferner Calcinierkessel und sonstige Vorrichtungen vorhanden sind.

Im Jahre 1850 sind 4436 Ctr. 94 Pfd. Zinkvitriol mit 367 Mltr. Rösteholz und 538 Schck. Waasen dargestellt.

c) den Schwefelhüttenbetrieb. Sämmtlicher auf den 3 Unterharzer Hütten bei der ersten Röstung der Erze gewonnener Rohschwefel wird durch Umschmelzen, Filtrieren etc. geläutert, wozu 1 Schmelzherd, Kessel, Filtriervorrichtungen, hölzerne Stangenformen etc. erforderlich sind.

Im Jahre 1850 resultierten von 1840 Ctr. Rohschwefel 1701 Ctr. gelber und 69 Ctr. grauer Schwefel mit $49\frac{3}{4}$ Mltr. Rösteholz.

Das Personal zur Herzog Juliushütte besteht aus 74 angestellten und 6 temporair beschäftigten Arbeitern.

3) Die Frau Sophienhütte bei Langelsheim, in den letzteren Jahren ganz neu erbaut und mit einem zweckmässig construirten Cylindergebläse mit 3 Cylindern versehen. Sie verarbeitet meist melierte Erze, zuweilen aber auch reine Bleierze, und hat 4 Bleierzschmelzöfen, 1 Treibofen, 1 Glättfrischofen und 1 Saigerherd.

Im Jahre 1850 erfolgten von in 1408 Schichten à 12 Schrbn. verarbeiteten 16896 Schrbn. melierten Erzen: 1114 Mrk. 7 Lth. Blicksilber, 2874 Ctr. 29 Pfd. Frischblei, 52 Ctr. 19 Pfd. Abstrichblei, 18 Ctr. 97 Pfd. Zink und 466 Ctr. roher Schwefel mit 683 Mltr. Rösteholz, $301\frac{3}{4}$ Schck. Waasen, $1278\frac{1}{4}$ Karren Kohlen und 40218 Blgn. Obernkirchner Koks. (Die kupferhaltigen Zwischenproducte werden nach Frau Marien Saigerhütte geschafft.)

Das Personal besteht aus 44 angestellten und 5 temporair beschäftigten Arbeitern.

4) Die Goldscheidung zu Oker. Die Blicksilber aller 3 Hütten werden hier feingebrannt, und dann das Gold mittelst Schwefelsäure daraus geschieden. Hierbei sind folgende Apparate im Gebrauche: 3 Feinbrennöfen, 1 Zugofen zum Einschmelzen des Silbers, 1 Löseherd, 1 Silberfällpfanne, 1 Aussüssapparat, 1 Presse und Trockenpfanne fürs Fällsilber u. a. m.

Im Jahre 1850 erfolgten von $3726\frac{3}{16}$ Mrk. Blicksilber 10 Mrk. $7\frac{1}{4}$ Lth. Gold und 3619 Mrk. $7\frac{1}{4}$ Lth. Brandsilber, bei einem Aufwande von 1 Mltr. Rösteholz, 25 Schck. Waasen, 9 Karren Kohlen, 19 Blgn. Koks, 7 Ctr. 16 Pfd. Kupfer und 42 Ctr. 80 Pfd. Schwefelsäure.

Die beim Niederschlagen des Silbers durch Kupfer aus der schwefelsauren Lösung erfolgenden Laugen werden auf dem Vitriolhofe zu Goslar auf Kupfer- und Salzburger Vitriol versotten.

5) Die Schwefelsäurefabrik zu Oker, im Jahre 1841 in Betrieb gesetzt. Sie verwendet einen Theil der Rammelsberger Kupfererze durch eine vorläufige Röstung zur Darstellung von Englischer Schwefelsäure und enthält 8 kleine Röstschachtöfen (Kilns), von denen je 4 mit einem System von 3 Bleikammern verbunden sind, 1 Dampfkessel, mehrere Pfannen zum

Concentrieren, Entarsenicieren und Vitriolsieden, so wie auch 1 Platinkessel zum Concentrieren.

Im Jahre 1850 sind von 2603 Schrbn. Kupfererz mit 189,41 Ctr. Natron- und 51 Ctr. $33\frac{1}{2}$ Pfd. Kalisalpeter und 643 Ctr. Säure aus der ersten Bleikammer erzeugt: 4389 Ctr. 1 Pfd. Säure von 66^0 B., 665 Ctr. von $58-60^0$ B., 156 Ctr. 42 Pfd. schwefels. Natron und 45 Ctr. 68 Pfd. schwefels. Kali bei einem Aufwand an $187\frac{1}{3}$ Mltr. Holz, $45\frac{1}{2}$ Schck. Waasen und 4128 Blgn. Steinkohlen.

Die bei der Darstellung von Schwefelwasserstoff (aus Schwefeleisen und Schwefelsäure) behuf Entfernung des Arseniks erzeugte Lauge wird in der Fabrik selbst auf Eisenvitriol versotten. Es sind davon im Jahre 1850 auf diese Weise 609 Ctr. 95 Pfd. Eisenvitriol dargestellt, wobei jedoch zu bemerken ist, dass man, um die Gaare schneller herbeizuführen, Eisen und Säure in die Vitriolpfanne zugegeben hat.

Es sind 3 angestellte und 8 temporair beschäftigte Arbeiter in der Fabrik.

6) Der Vitriolhof zu Goslar. Hier geschieht die Darstellung 1) von ordin. grünen Vitriol aus Kupferrauch; 2) von Salzburger Vitriol aus Kupferrauch, aus an der Luft verwitterten Erzgräupeln und aus den Kupfererzröstesohlen von Oker; 3) von Eisenvitriol durch Ausfällen des Kupfers aus der gewöhnlich wenig kupferhaltigen Kupferrauchlauge durch Schmiedeeisen; 4) von Cypervitriol aus der Goldscheidungs-lauge, welche mit der Kupferasche des Kupferhammers und des Kupferbereithauses, so wie auch mit dem geglühten Kupfercementschlieg des Rammelsberges gesättigt wird; 5) von Alaun aus den Mutterlaugen, woraus der aus Kupferrauch erzeugte Salzburger Vitriol angeschossen ist. Die hierzu nöthigen Apparate bestehen in mehreren Bütten zum Auslaugen, Klären, Krystallisieren, in einer Siedevorrichtung etc.

Im Jahre 1850 erfolgten von 4640 Ctr. Kupferrauch 3447 Ctr. 72 Pfd. ordin. grüner Vitriol, 166 Ctr. 75 Pfd. kupferfreier Vitriol, 672 Ctr. 91 Pfd. Salzburger Vitriol Nr. 0, 191 Ctr. 12 Pfd. desgl. Nr. 1, 66 Ctr. 11 Pfd. desgl. Nr. 2, und 180 Ctr. 74 Pfd. Alaun, bei einem Aufwand von 172 Mltr. Röstholz und 713 Schck. Waasen.

Das ausgelaugte Erz wird je nach der Korngrösse als Vitriolkern und Vitriolklein nach den 3 Unterharzer Hütten geschafft und der Röstung übergeben.

Der Vitriolhof beschäftigt 5 angestellte Arbeiter.

7) Die Messinghütte und der Kupferhammer zu Oker stehen nur insoweit mit dem Rammelsbergischen Haushalte in Verbindung, als sie einen Theil ihres Kupfer- und Zinkbedarfs von den Unterharzer Hütten beziehen.

A. Die Messinghütte umfasst folgende Baulichkeiten:

a) das Brennhaus mit den Vorrichtungen zum Schmelzen des Messings und zum Giessen und Zerschneiden der Messingtafeln.

b) Die Giesserei zur Darstellung von Rohguss, früher auch von Bleiplatten.

c) Das Drehwerksgebäude zur Verfeinerung der Gusswaaren hat neuerdings einen Röhrenzug zur Darstellung von Blei- und Messingröhren erhalten.

d) Zwei Walzhütten, die eine neu gebaut, mit 6 Walzenpaaren, 1 Glühofen für Messing und 3 andern für Kupferblech, nebst 1 Flammofen zum Kupferraffinieren. In der Walzhütte werden theils die vom Brennofen kommenden zerschnittenen Messingtafeln zu Kesselblech und Drahtband vorgewalzt, theils sämtliche Sorten Laiton, Rollmessing und Bleiplatten fertig gewalzt.

e) Zwei Kesselhütten, in welchen das aus der Walzhütte erfolgende Kesselblech unter Wasserhämmern zu schwarzen Schaalen verarbeitet wird. Sie haben 10 Hämmer nebst den nöthigen Glühvorrichtungen.

f) Ein Kupfer- und ein Messingbereithaus, worin die aus den beiden Hammerhütten erfolgenden schwarzen Schaalen, Kupferbleche etc. zu fertigen Kesseln mittelst kleiner Handhämmer verarbeitet werden.

g) Das Beizhaus und der Schabeboden. Die schwarzen dünneren Messingblechsorten (Laiton) werden in ersterem mittelst verdünnter Schwefelsäure gebeizt, gewaschen, getrocknet, auf den Schabebock gespannt und mit Messern auf der einen Seite blank geschabt.

h) Die Drahtzieherei. Die aus der Walzhütte angelieferten Drahtbänder werden hier mittelst einer Wasserscheere in schmale Streifen (Regale) geschnitten und diese unter öfterem Ausglühen auf Leiern zu schwarzem Draht gezogen.

Durch Beizen des schwarzen Drahtes und nachheriges Ausziehen auf Leierwerken, ohne ihn wieder zu glühen, wird blanker Draht erhalten.

i) Das Magazin zur Aufbewahrung der fertigen Waaren.

Im Jahre 1850 sind auf der Messinghütte gefertigt: 54 Ctr. 60 Pfd. Stückmessing und 13 Ctr. 35 $\frac{1}{4}$ Pfd. Gusswaaren, 466 Ctr. 84 Pfd. schwarzer und blanker Laiton, 467 Ctr. 68 Pfd. messingene Kessel, 309 Ctr. 98 Pfd. Messingdraht, 1998 Ctr. 6 Pfd. Rollenblei, 63 Ctr. 40 Pfd. kupferne Formen und Boden, 19 Ctr. 3 Pfd. Zargen, 382 Ctr. 69 Pfd. kupferne Kessel und 521 Ctr. 6 Pfd. Kupferblech bei einem Aufwand von 29 Blgn. Steinkohlen, 717 Karren Kohlen, 738 $\frac{1}{2}$ Mltr. Holz und 196 Schock Waasen.

B. Der Kupferhammer zu Oker. Okersche und alte angekaufte Kupfer werden im kleinen Herde hammergegossen, zu Hartstücken gegossen, diese abgepocht, zerschrotet und zu Schaalen, Schmelzformen, Boden- und Walzplatten verschmiedet. Die Platten werden in dem Walzwerk der Messinghütte weiter verarbeitet und ebendasselbst in dem Kupferbereithause fertige Kessel aus Schaalen und sogenannte Ohrkupfer verfertigt.

Die Production des Kupferhammers ist in der Messinghütte mit enthalten.

Das Personal besteht auf der Messinghütte und dem Kupferhammer aus 50 angestellten und 4 temporair beschäftigten Personen.

Die durchschnittliche Production sämtlicher Unterharzzer Werke in einem Jahre ergibt sich aus der folgenden Tabelle:

Namen der Producte	Zehntpreise der Producte						
	Mk.	Lth.	Ctr.	pro thlr.	Ctr. ggr.	pro thlr.	Mrk. ggr.
Gold	9	13½	—	—	—	208	—
Brandsilber	3668	—	—	—	—	13	19½
Ordinaires Frischblei	—	—	5250	3	—	—	—
Abstrichblei	—	—	140	3	—	—	—
Kaufglätte	—	—	3283	2	18	—	—
Zink	—	—	147	2	18	—	—
Gutes Gaarkupfer	—	—	2758	24	12	—	—
Krätzgaarkupfer	—	—	1659	24	12	—	—
Schwefel, gelber	—	—	1876	2	8	—	—
— grauer	—	—	50	—	10	—	—
— roher	—	—	60	1	16	—	—
Weisser Vitriol (Zinkvitriol)	—	—	3220	1	8	—	—
Grüner Vitriol, ordinaier	—	—	2989	3	20	Nr. 0	—
— Salzburger	—	—	385	2	8	—	1
— kupferfreier	—	—	238	1	15	—	2
Blauer Vitriol (Kupfervitriol)	—	—	11	10	12	—	—
Alaun	—	—	175	3	8	—	—
Schwefelsäure, concentrirte	—	—	5000	2	12	—	—
— aus der ersten Kammer	—	—	600	1	12	—	—
Schwefelsaures Kali	—	—	50	8	3	—	—
Schwefelsaures Natron	—	—	150	2	12	—	—

Der gesammte Communion-Unterharzische Bergwerks- und Hüttenhaushalt wird auf Rechnung Hannovers und Braunschweigs in der Weise geführt, dass die erforderlichen Kosten zu $\frac{4}{7}$ von Hannover und zu $\frac{3}{7}$ von Braunschweig getragen und auch die gewonnenen Producte in diesem Verhältniß vertheilt werden. Das Directorium wechselt jährlich zwischen der Berghauptmannschaft zu Clausthal und der Kammer zu Braunschweig, und zwar ist die Oberleitung in den geraden Jahren auf Hannoverscher, in den ungeraden auf Braunschweiger Seite. Die beiderseitigen Ministerien bilden die oberste Behörde.

Sämmtliche Communion-Unterharzische Werke sind hinsichtlich der Administration und der Justizpflege dem Bergamte zu Goslar untergeordnet, während die specielle Leitung des Ramelsberger Bergbaus einem Oberbergmeister, die der Hütten- und Siedewerke einem Hüttenraiter obliegt. Diejenigen Sachen,

welche höherer Genehmigung oder Entscheidung bedürfen, gehen vom Bergamte an die beiderseitigen Communion-Herrschaften.

Das Rechnungswesen sämmtlicher Unterharzer Werke, deren jedes seine besondere Rechnung führt, concentrirt sich in der Zehntkasse zu Goslar, welche die erforderlichen Ausgaben bestreitet, und die Gelder für die abgegebenen Producte einnimmt. Gold und Silber erhalten die Münzen zu Hannover und Braunschweig in dem Verhältniss von $\frac{4}{7}$ und $\frac{3}{7}$, und zwar wird dem Haushalte die Mark Gold zu 208 Thlr. — Ggr. — Pf. und die Mark Brandsilber zu 13 Thlr. 19 Ggr. 6 Pf. angerechnet. Die meisten der andern auf den Communion-Werken gewonnenen Producte wurden früher zu $\frac{4}{7}$ und $\frac{3}{7}$ von den Berghandlungen zu Hannover und Braunschweig übernommen und dem Haushalte zu den früher angegebenen Preisen vergütet.

Der Hannoversche Productenanteil wird jetzt direct von den Hütten in den Handel gegeben. Holz und Kohlen werden den Werken zu bestimmten Preisen theils aus Hannoverschen (Zellerfeld, Lautenthal), theils aus Braunschweigschen Forsten (Harzburg, Seesen) geliefert.

Anlieferung und Aufbewahrung der Erze. Stufferze, Bergkern, Waschkern, Gräupel und Schlieg werden vom Rammelsberg ab, Vitriolkern und Vitriolklein vom Vitriolhofe zu Goslar auf der Axe in Höhlen, welche 3—7 Schrbn fassen, nach den Hütten gefahren und hier auf dem sogenannten Hütthofe, die einzelnen Sorten separirt, im Freien aufbewahrt.

Probierverfahren.*) Die rohen Erze werden gar nicht probirt, weil wegen des sehr Schwankenden in ihren Gemengtheilen keine zur Controle der Hüttenprozesse brauchbaren Resultate erhalten werden würden. Dagegen werden die Zwischenproducte und Abfälle auf ihren Metallgehalt geprüft, um wenigstens indirect über den Erfolg der Schmelzprozesse Aufschluss und eine Controle zu erhalten.

Bleiprobe. Am Unterharze ist die Röstprobe für schwefelhaltige Producte gebräuchlich, als für: 3mal geröstetes Bleierz mit 4—7, verwittertes Bleierz mit 12—18, rohen Bleistein mit 4—6, gerösteten Bleistein mit 6—8, Bleierzschlacke mit $\frac{1}{2}$ — $1\frac{1}{2}$, Schlacke vom Abzugschmelzen mit 3 bis 5, und rohe Lehmsohlen mit 8 Pfd. Blei im Centner. Die bedeutende Menge fremder Schwefelungen in den meisten dieser Producte verhindert die Anwendung der Probe mit schwarzem Fluss und Eisen oder mit Pottasche, weil die in reichlicher Menge beim Schmelzen gebildeten Schwefelsalze den grössten Theil des Schwefelbleies in den Schlacken zurückhalten würden. Beim Rösten dagegen entweicht der Schwefel, die damit verbundenen Metalle werden oxydiert und beim nachherigen Schmelzen des Röstgutes mit Reductionsmitteln (schwarzem Fluss) und auflö-

*) Ueber die verschiedenen Probiermethoden für Blei, Silber und Kupferhaltige Substanzen siehe: Kerl, Oberharzer Hüttenprozesse. 1852. p. 59.

senden Flüssen (Borax, Glas) in einer nicht zu hohen Temperatur wird das Bleioxyd reducirt, während die fremden Metalloxyde sich verschlacken.

Das Probiervverfahren selbst ist folgendes: 2 Probierecentner werden 8—12 Stunden unter der Muffel völlig todt geröstet, getheilt, jeder Theil mit schwarzem Fluss, Borax und Glas gemengt und mit Kochsalz bedeckt in einer Kupfertute im Windofen 13—15 Minuten nach dem Durchschlagen der Flamme (je nachdem man Stein- oder Schlackenproben hat) geschmolzen. Unter der Muffel lässt man Schlackenproben nach dem Aufhören des Flammens $\frac{3}{4}$ Stunden schmelzen, und nimmt sie nach 5 Minuten langem Kaltgehen heraus.

Oxydierte Producte, wie Abzug mit 74—88, Abstrich mit 74—85, Frischglätte mit 86—88, Herd mit 62—70, Frischschlacke mit 20—36, Krätzfrischschlacke mit 11—30, Abstrichfrischschlacke mit 8, Lautenthaler Schlacken mit 6, und Frankenscharner Schlacken mit 4—5 Pfd. Blei im Ctr., werden in Quantitäten von 1 Probierecentner ungeröstet mit schwarzem Fluss, Borax und Glas gemengt, mit Kochsalz bedeckt, in einer Kupfertute oder in einem hohen Bleischerben im Windofen nach dem Durchschlagen der Flamme 13 Minuten, im Muffelofen nach dem Abflammen $\frac{1}{2}$ Stunde geschmolzen. Gewöhnlich lässt man dann noch 5 Minuten kalt gehen.

Kupferproben. Schwefelhaltige Producte, als: 3mal geröstetes Kupfererz mit 6, Bleistein mit 17—30, Rohstein mit 45—55, Kupferstein mit 58, Abzugsstein mit 82, Kupfererzschlacke mit $\frac{1}{2}$ —1 Pfd. Schwarzkupfer werden nach Art der Bleiprobe geröstet und geschmolzen; oxydierte Producte, als Gaarschlacken mit 64—70, Verblasenschlacken mit 63—68 Pfd. Schwarzkupfer werden ungeröstet mit schwarzem Fluss, Borax und Glas unter einer Kochsalzdecke auf Schwarzkupfer verschmolzen; Vitriole zerlegt man durch Eisen nach der etwas modificierten Schwedischen Probe; 1 Lth. Vitriol wird in Wasser gelöst, mit Drahtstiften gekocht, das ausgefällte und gehörig ausgewaschene Kupfer mit Alkohol im Wasserbade zur Trockne gedampft und gewogen. Arme Schlacken untersucht man nach Heines Methode mit Musterflüssigkeiten, indem man 1 Ctr. Schlacke mit Salpeter, Kochsalz und verdünnter Schwefelsäure behandelt, filtrirt etc. Le Play hat auch die Heinesche Probe für Schlacke sehr anwendbar gefunden. (Dessen Beschreibung der Waleser Kupferhüttenprozesse, Deutsch von Hartmann. 1851. p. 238); Legierungen, wohin hauptsächlich das Schwarzkupfer gehört, werden mit dem 3—4fachen Kornblei auf der Kapelle gaar gemacht. Man theilt das Kornblei, setzt einen Theil davon, in ein Skarnitzel gewickelt, auf die Kapelle, thut das Kupfer hinzu, und nach dem Durchglühen desselben den zweiten Theil Blei. Es wird bei möglichst starker Hitze eingeschmolzen, dann etwas kühler gethan, und die Temperatur gegen das Ende bis zum Blick wieder erhöht, indem

man bei halb zugelegter Muffelöffnung beständig Luft zur Probe treten lässt.

Die Berechnung des Kupfergehalts geschieht auf die Weise, dass man die Könige von der Probe und Gegenprobe auf die Wagschaalen und zu dem leichteren Korn so viel Gewicht legt, dass dasselbe mit dem andern im Gleichgewicht ist. Das zugelegte Gewicht von 100, der angewandten Quantität Probiergut, abgezogen, giebt den Gaarkupfergehalt.

Bei bleiischem Schwarzkupfer, z. B. solchem aus Gaarschlacken, muss noch eine Correction vorgenommen werden. (Bodemann, Probierkst. 1845. p. 213).

Silberproben. Am Unterharze ist die Ansiedeprobe in Anwendung. Schwarzkupfer und Gaarkupfer werden in Quantitäten von 50 Probierpfund mit 9 Ctr. Kornblei angesotten und abgetrieben, 1 Ctr. Kupferstein mit 8 Ctr. Kornblei. Producte der Bleiarbeit werden nach der früher angegebenen Methode auf Blei probiert, und der von 1 Ctr. Probiergut erhaltene Bleikönig entweder mit 4 Ctr. (wie Abstrich, Glätte, Herd) oder mit 8 Ctr. Kornblei (wie Abzug) angesotten und abgetrieben. Brandsilber wird dadurch auf seine Feine probiert, dass man 40 Lth. Blei auf der Kapelle bei zugesetzter Mündung und geöffneten Zügen des Muffelofens antreibt, dann 16 Lth. Probesilber zusetzt, die Züge schliesst, die Probe vorn in die Muffel zieht und eine kleine Kohle vor deren Mündung legt. Anfangs kühlt man 3—4mal und schiebt dann die Probe bei allmählig geöffneten Zügen zurück, bis letztere kurz vor dem Blick ganz geöffnet sind. Sobald es geblickt hat, legt man den Ofen zu, lässt die Proben noch ein paar Minuten heiss gehen, und kühlt sie durch allmähliges Schliessen der Züge und Hervorziehen der Kohlen aus der Muffelöffnung langsam ab, damit sie nicht spratzen. Die Proben werden doppelt angestellt.

Eigenthümlichkeit der Hüttenprozesse. Die Unterharzer Hüttenprozesse zerfallen in die Zugutemachung der Bleierze und Kupfererze. Bei der Mannigfaltigkeit des Erzgemenges und der unmöglichen Separierung der verschiedenartigen Gemengtheile greifen jedoch beide Hauptabtheilungen, besonders wegen des Kupfergehaltes der Bleierze und des Silbergehaltes der Kupfererze, in einander und werden sehr compliciert. Wenngleich auch durch die Eigenthümlichkeit der Erze (geringer Metallgehalt bei einer bedeutenden Beimengung von Substanzen, welche die Gewinnung sehr erschweren und nicht gestatten, die Metalle in reinem Zustande darzustellen) kein ganz einfacher Schmelzprozess zu erreichen steht, so ist jedoch demselben durch die Gewohnheit, fast jedes abfallende Hüttenproduct für sich zu verarbeiten, anstatt die gleichartigen zu gattieren, eine solche Ausdehnung gegeben, wie vielleicht nirgend anders.

Der Schmelzprozess zu Fahlun in Schweden stimmt wegen der Aehnlichkeit des dort verschmolzenen Erzgemenges mit dem Unterharzer Schmelzverfahren in mehrfacher Hinsicht überein.

man bei halb zugelegter Muffelöffnung beständig Luft zur Probe treten lässt. Die Berechnung des Kupfergehalts geschieht auf die Weise, dass man die Künige von der Probe und Gegenprobe auf die Wagschalen und zu dem leichteren Korn so viel Gewicht legt, dass dasselbe mit dem andern im Gleichgewicht ist. Das zugelegte Gewicht von 100, der angewandten Quantität Probiergut abgezogen, giebt den Garkupfergehalt. Bei bleisichem Schwarkupfer, z. B. solchem aus Garkschläcken, muss noch eine Correction vorgenommen werden. (Bodemann, Probierk. 1813. p. 213.)

2. Abschnitt. An Unterhänge. An Unterhänge werden in Quantitäten von 50 Probierk. mit Garkupfer und Garkupfer und abgetrieben. 1 Cu. Kupferstein mit 5 Cu. Korbstein. Probierk. der Bleiarbeit werden nach der früher angegebenen Methode auf Blei probirt und der von 1 Cu. Probiergut erhaltene Bleigehalt entweder mit 4 Cu. (wie Ahrich, Gläse, Herd) oder mit 8 Cu. Korbstein (wie Ahrich) angesotten und abgetrieben. Brandstillsilber, wie seine Feine probirt, dass man 40 Lib. Blei auf der Kapelle bei zugelegter Muffelöffnung

Bleiarbeiten.

1. Kapitel.

Allgemeines.

Zur hüttenmännischen Gewinnung des Bleies aus Erzen und Hüttenproducten giebt er im Allgemeinen folgende 4 Methoden: den Flammofenbetrieb, die Niederschlagsarbeit, die Röstarbeit und die vereinigte Röst- und Niederschlagsarbeit in Schachtöfen. Die Zugutemachungsmethode muss sich einestheils nach der Beschaffenheit des Bleierztes in Bezug auf seine fremdartigen Beimengungen in qualitativer und quantitativer Hinsicht, anderntheils aber auch nach der Qualität und dem Preise der zu Gebote stehenden Schmelzmaterialien richten, und es wird hiernach zwischen Flammofen- oder Schachtofenarbeit und den genannten Schmelzmethoden zu wählen sein.

Der Flammofenbetrieb gestattet die Anwendung roher Brennmaterialien und die Uebersichtlichkeit des Betriebes, veranlasst die Bildung nur geringer Rückstände, erfordert kein Gebläse, keinen Eisenzuschlag und lässt sich wegen Entbehrlichkeit der Wasserkraft an Orten einrichten, wo Schachtofenbetrieb nicht geführt werden kann. Dagegen bedingt er möglichst reine und besonders kieselerdefreie Bleiglanze. Dieselben Erze, welche sich zur Verarbeitung im Flammofen eignen, werden auch wohl in kleinen Schachtöfen (Schottischen und Amerikanischen Oefen) verhüttet, wobei ähnliche chemische Vorgänge wie im Flammofen stattfinden.

Die Niederschlagsarbeit, die Zersetzung des Schwefelbleies durch metallisches Eisen, ist für solche Erze passend, die sich bei verhältnismässiger Reichhaltigkeit wegen ihres Gehalts an erdigen Substanzen für den Flammofen nicht eignen.

Dabei dürfen sie aber nicht zu viel fremde Schwefelungen beigemenget enthalten, weil sonst auch diese vom Eisen zerlegt werden, ihr abgeschiedenes metallisches Radikal das Blei verunreinigt, und ein unnöthiger Aufwand an Eisen herbeigeführt wird. Der Preis des Bleies muss, wenn die Niederschlagsarbeit Vorthail gewähren soll, den des Eisens bedeutend übertreffen, weshalb man, wo dieses Verhältniss nicht stattfindet, für das Eisen billigere Surrogate anwendet, z. B. gerösteten Stein zu Fahlun, Eisenfrischschlacken zu Commern, Eisenschlacken und Spatheisenstein zu Holzappel etc. Sie hat die Schattenseiten, dass dieser kostbare Eisenzuschlag endlich in den Schlacken verloren geht und eine sehr reichliche Bildung von Stein erfolgt, zu dessen Entbleiung und Entsilberung der Prozess bedeutend in die Länge gezogen werden muss. Beim Rösten der genannten bleireichen Erze würde ein bedeutender Blei- und Silberverlust entstehen. — Der Röstarbeit werden gewöhnlich arme Erze unterworfen, welche viel fremde Schwefelungen beigemenget enthalten. Im Flammofen würden sich dieselben gar nicht verarbeiten lassen, beim Zersetzen durch Eisen aber viel Stein und wenig sehr unreines Blei geben. Beim Rösten dagegen verwandeln sich die Schwefelungen zum grossen Theil in Oxyde, welche bei einer passenden Temperatur mit solvirenden Zuschlägen einem reducierenden Schmelzen unterworfen, meist verschlackt werden, während sich das Bleioxyd reducirt. Dieses Verfahren ist am Unterharze gebräuchlich.

Der vereinigten Niederschlags- und Röstarbeit werden Bleiglanze von mittlerem Bleigehalte unterworfen, welche so viel fremde Schwefelungen beigemenget enthalten, dass eine reine Niederschlagsarbeit nicht wohl zulässig ist. Der Eisenersparung wegen und zur Erzeugung eines bessern Bleies werden dieselben zuvor geröstet, dann mit Eisen verschmolzen, wie z. B. die blendigen Bleiglanze zu Przibram.

2. Kapitel.

Bleierzarbeiten.

Die Bleierzarbeiten am Unterharze zerfallen in das Rösten und Durchstechen der Bleierze.

I. Rösten der Bleierze.

Zweck. Wie bereits angeführt, enthalten die Unterharzer Bleierze neben Bleiglanz und wenig erdigen Bestandtheilen viel Schwefelkies, Kupferkies, Zinkblende, Arsenikkies, Antimonverbindungen etc. beigemenget. Durch die Röstung bezweckt man die Entfernung eines grossen Theils des Zinks, Antimons, Arsens und Schwefels, die Verwandlung der an Schwefel gebundenen Metalle in Oxyde, eine Verminderung des Aggregatzustandes, und

nebenbei eine Gewinnung von Schwefel. In Folge dessen werden beim demnächstigen Verschmelzen des Röstgutes reinere Producte ausgebracht, die Verschlackung der fremden Oxyde ermöglicht, weniger Bleistein erzeugt und ein leichteres Schmelzen herbeigeführt. Man befolgt bei der Röstung das Princip, das Erz so lange von Neuem zu rösten, als sein Schwefelgehalt hinreicht, dasselbe für sich längere Zeit, nachdem es einmal durch eine Holzunterlage angezündet ist, in Hitze zu erhalten, was bei einer 3maligen Röstung der Fall zu sein pflegt, nachdem dem Erze durch Anschlagen jedesmal frische Bruchflächen gegeben worden sind.

Erste Röstung in freien Haufen.

Verfahren. Auf einem ebenen Platze des Hütthofes, welcher 32 Fuss im Quadrat misst, wird zur Abhaltung des Regenwassers vom Fuss der Röste und zur Beförderung des Zuges eine Lage Thon, darüber einige Zoll hoch Schlieg oder ähnliche Massen und zu oberst eine Schicht geröstetes Erzklein mit hölzernen Kolben festgestampft. Wenn ein alter Röstplatz vorhanden ist, so braucht derselbe nur aufgehauen und mit geröstetem Erzklein oder Schlieg planiert zu werden. Auf diesem 1—2 Fuss über der Hüttensohle liegenden Quadrate (Taf. I., Fig. 2 a) werden 9—10 Mltr. Fichtenrösteholz in 9 Malterbänken so ausgebreitet, dass sie 31 Quadratfuss einnehmen, in der Mitte 16—18 Zoll, an der Peripherie 12 Zoll hoch und einzelne Klüfte (Stellklüfte b) so liegen, dass dieselben bei quer darüber gelegten Holzscheiten Kanäle zur Beförderung des Luftzuges unter der Röste bilden. Namentlich wird an jeder Seite ein Zug gelegt und dann von der Mitte derselben ein Hauptzug nach dem Mittelpuncte der Röste zu angebracht, so dass hier ein mit Holz unbelegter Raum (Brandloch e) von etwa 2 Quadratfuss offen bleibt. Die Malterbänke d am Umfang müssen möglichst dicht gelegt sein, damit das darauf zu stürzende Erzklein, womit die Seiten der Röste bedeckt werden, nicht durchfällt; in der Mitte dagegen, wo Stufferz hinkömmt, legt man sie lockerer, um durch Verstärkung des Zuges das Holz zum schnellen Abbrennen zu bringen, was sehr förderlich ist.

Nachdem das Holz gelegt, wird das Brandloch mit Spähnen angefüllt, mit Holzscheiten lose zugedeckt, dann das Aufstürzen von Stufferzen f in der Weise begonnen, dass das Holz am Umfange 2—2½ Fuss breit davon unbedeckt bleibt und die Form einer abgestumpften Pyramide von durchschnittlich 4½—4¾ Höhe entsteht. Diese Höhe variiert nach der Jahreszeit, man pflegt nämlich die Röste im Winter etwas stärker von grobem Erz zu bauen, als im Sommer, um bei Frostwetter eine zu starke Abkühlung zu vermeiden. Bevor noch die genannte Höhe erreicht ist, werden in das Brandloch 4 Klüfte vertikal eingestellt, so dass sie einen Schacht g von 3—4 [] bilden, durch Spreitzen (Ohren) vor dem Zusammendrücken

und durch Umgeben mit Erzstücken vor dem Wanken geschützt. Bei weiter fortrückendem Bau wird der Kanal durch Aufsetzen von 4 neuen Klüften erhöht, so dass er nach vollendeter Röste etwas über deren Niveau emporragt. Diese Operation wird das Setzen des Brandes genannt. Auf das Stufferz kommt oben 4—8", am Rande 4—6" hoch Bergkern *h*, womit man auch die an den Seiten durch die groben Stufferzstücke gebildeten Lücken ausfüllt, weil sonst das demnächst als Decke zu gebende Erzklein sich dazwischen setzen und den Zug vermindern würde.

Den Bergkern überstürzt man 4—8" hoch mit Waschkern *i* und diesen 3" hoch mit Gräupel *k*. Damit letzterer nicht mit dem an die Seiten zu stürzenden Erzklein vermengt wird, setzt man später oben am Rande herum einen Kranz von Vitriolklein oder Schliech. Um die Temperatur in einer solchen Röste regulieren und den zu condensierenden Schwefeldämpfen die Richtung nach oben geben zu können, werden die Seiten der Röste in der Weise mit 100—120 Schrbn. schon geröstetem Erzklein *l* bestürzt, dass diese Decke unten auf dem Holze 20—24", oben aber nur 4—5" stark ist.

Eine fertige Röste hält durchschnittlich 525 Schrbn. Stufferz, 100 Schrbn. Bergkern, 50 Schrbn. Waschkern, 25 Schrbn. Gräupel, 10 Schrbn. Schlieg und 10 Schrbn. Vitriolklein, in Summa 720 Schrbn. mit einem Gewichte von 304,910 Pfund, ausserdem noch etwa 100—120 Schrbn. geröstetes Erzklein. Die 720 Schrbn. sollen sich nach dem Princip von $\frac{1}{8}$ Zunahme beim Rösten auf 810 Schrbn. vermehren. Die Maassen einer Röste sind folgende: Länge der untern Seite auf dem Holze ohne Decke 27', mit Decke 31' 11 $\frac{1}{2}$ "; Länge der oberen Seite ohne Decke 10', mit Decke 10' 4"; Höhe einer Seitenfläche ohne Decke 10' 4"; Länge einer Seitenkante ohne Decke 15', mit Decke 17'; vertikale Höhe mit Decke und Holz 7' 4 $\frac{1}{2}$ ".

Das Anzünden einer solchen Röste geschieht, wenn der Wind unbeständig ist, mittelst einer brennenden Fackel durch das Brandloch; bei beständigem Winde zündet man das Holz an der der Windrichtung entgegengesetzten Seite an. Geschah das Anzünden durch den Brand, so werden nach 1—1 $\frac{1}{2}$ stündigem Brennen der Röste die den Schacht bildenden obersten 4 Klüfte herausgezogen und das Brandloch mit Gräupel gefüllt. Nachdem das Holz weggebrannt ist, was 12—14 Stunden dauert, so ist der Haufen in solche Glut gerathen, dass er auf Kosten eines Theils des verbrennenden Schwefels gehörig in Hitze erhalten wird, während ein anderer Theil Schwefel bei dem unvollständigen Luftzutritt sich aus dem Schwefelkies sublimiert und an die Oberfläche getrieben wird. Man muss von jetzt an das Feuer sorgfältig im Auge haben, damit es nicht gleich zu hoch steigt, in Folge dessen leicht Schmelzung im Haufen und Verlust an Schwefel entsteht. Fängt die Röste an sich zu setzen

und bekommt die Decke Risse, so müssen diese sogleich mit Erzklein ausgefüllt werden; zeigt sich gar das Feuer auf der Oberfläche, so dämpft man dasselbe durch Bedecken derselben mit feinem Gräupel oder Vitriolklein. Nach einigen Tagen zeigen sich gewöhnlich schon auf der Röste braunschwarze, oelige Stellen von flüssigem Schwefel (die Röste wird fett), worauf man die Vitriolkleindecke oben aufbricht, sie auf den Rand gegen die Wetterseite hin bringt und die Stellen wieder $\frac{1}{2}$ —1" hoch mit Vitriolklein bedeckt. 10—12 Tage nach dem Anstecken pflegt die ganze Oberfläche von dieser Beschaffenheit zu sein, was als Merkmal gilt, dass die Schwefelgewinnung beginnen kann.

Der Rand und das Vitriolklein werden von der Oberfläche weggebracht und in dieser mit bleiernen, 16—20 Pfd. schweren Kolben 25 trichterförmige Löcher *n* von 8—10" Tiefe und 12—14" Durchmesser so eingestampft (das Pumpen der Röste), dass sie 1—1 $\frac{1}{2}$ " vom Rande entfernt bleiben. Inwendig werden sie mittelst einer eisernen Kelle etwa 1" stark recht dicht und glatt mit gesiebttem Vitriolklein ausgestampft. Zeigen sich auf der Oberfläche schwefelfreie Stellen (es geht kalt), so haut man dieselben auf, um Zug hierher zu bringen. Die bei gutem Gange des Röstens aufsteigenden Schwefeldämpfe werden, wenn sie an der Oberfläche der Röste mit der kalten Luft in Berührung kommen, zu einer Flüssigkeit condensiert, welche sich in den Löchern ansammelt und täglich 2mal in mit etwas Wasser versehene Eimer mittelst eiserner Kellen geschöpft und unter dem Namen Tubbenschwefel oder Rohschwefel zur Läuterung in fester Gestalt abgegeben wird. Werden die Löcher schadhaft, so bessert man sie aus. Der Ertrag der Schwefelgewinnung, so wie der Gang des Röstprozesses hängt, weil man die Regulierung des Feuers wenig in Gewalt hat, hauptsächlich von der Witterung ab. Schwache Süd- und Westwinde, trübes Wetter, kühle Temperatur und gelinder Regen begünstigen den Prozess, weil unter diesen Umständen der obere Theil der Röste kühl erhalten wird, während im untern die Zersetzung lebhaft vor sich geht; nachtheilig ist ruhige Luft, Sturm, Ostwind und Nordwind, starke Regengüsse, so wie grosse Hitze und Kälte. Zum Schutz gegen zu starken Wind werden die betreffenden Seiten der Oberfläche mit hochkantig aufgerichteten Brettern versehen, welche aber bei zu hitzigem Gange, der bei heissem Wetter leicht eintritt, weggenommen werden müssen. Eine Röste brennt 16—18 Wochen und geht dabei fast bis zum Ende in Schwefel. Von Zeit zu Zeit müssen die Löcher, namentlich nach starken Regengüssen, nachgestampft und ausgeschlämmt, die Seiten der Röste stets dicht erhalten, auf der Oberfläche sich zeigendes Feuer gedämpft und diese bei kaltem und stark regnerigem Wetter mit Brettern *m* zugedeckt werden. In den ersten 4 Wochen ist die Ausbeute an Schwefel am bedeutendsten, dann nimmt sie rasch ab, und namentlich geben die äusseren Löcher bald gar keinen Schwefel

mehr, weshalb sie dann zugestürzt werden. Nach 16—18 Wochen ist das Feuer in der Röste so schwach geworden, dass man es durch Aufhauen des Fusses von Neuem auf einige Wochen anfachen muss, so dass selbst, wenn die Röste vom Anzünden bis zum Umbringen 26 Wochen gestanden hat, noch häufig Glühen darin bemerkt wird.

Röstversuche Das beschriebene Röstverfahren am Unterharze ist in Schachtöfen sehr alt und schon von Schlüter in dessen „Gründlicher Unterricht von Hüttenwerken“ pag. 18 behandelt. Dasselbe hat manche Unvollkommenheiten. Bei der nicht genau zu regelnden, von Wind und Wetter abhängenden Temperatur steigt der Hitzeegrad oft so, dass eine theilweise Schmelzung eintritt, welche der Auflockerung und Zersetzung des Erzes durch den Sauerstoff störend entgegentritt. Durch Anschlagen der geflossenen Partien beim Wenden des Rostes sucht man diesen Uebelstand wieder aufzuheben. Wiewohl der Hauptzweck des Röstens die Vorbereitung der Erze zum Schmelzen ist und die Schwefelgewinnung nur nebenbei geschieht, so wird dennoch der Prozess um so vortheilhafter sein, je mehr Schwefel man bei gleichzeitiger Erreichung des Hauptzweckes gewinnt. Bei dem jetzigen Verfahren, wo die Kosten der 3maligen Röstung beinahe durch den gewonnenen Schwefel gedeckt werden, geht der grösste Theil desselben unbenutzt verloren. Nimmt man den Schwefelkiesgehalt der Bleierze zu ungefähr 30 Prct. an, was eher zu wenig als zu viel ist, so würden, da 100 Theile Schwefelkies bei Luftabschluss 23 Prct. Schwefel fahren lassen, aus dem Bleierze 7 Prct. Schwefel zu gewinnen sein, statt dessen man nur $\frac{1}{2}$ Prct. erhält. Es ist hierbei der günstigste Fall angenommen, dass aus 100 Schwefelkies 23 Prct. Schwefel erfolgen, während die Hüttenanlagen gewöhnlich nur 15—18 Prct. liefern. Bei Annahme von 18 Prct. würden aus den Okerschen Bleierzen 5,5 Prct. Schwefel erfolgen.

Die neuerdings in der Okerschen Schwefelsäurefabrik versuchte Abröstung der Kupfererze in kleinen Englischen Schachtöfen (Kilns) hat in Bezug auf Brennmaterialersparung und zweckmässige Nutzbarmachung des Schwefels als schweflige Säure zur Schwefelsäurefabrikation so günstige Resultate gegeben, dass auch ein nicht ungünstiger Erfolg beim Verrösten der Bleierze zu erwarten steht, da ihr Schwefelgehalt zur Unterhaltung der nöthigen Rösttemperatur ausreichen dürfte.

Theorie der ersten Erzröstung. Bei dem beschränkten Luftzutritt, welcher beim Unterharzer Röstprozess stattfindet, sind die Vorgänge beim Rösten von zweierlei Art, je nachdem sie entweder durch die Wirkung des Sauerstoffs, oder bloss durch die Wirkung der Hitze auf die Schwefelungen hervorgebracht werden. Einer solchen Einwirkung für sich ausgesetzt, verhalten sich die in den Unterharzer Erzen vorkommenden Schwefelungen wie folgt:

Schwefelblei, Pb S , schmilzt bei Luftabschluss, jedoch weniger leicht als metallisches Blei, ist aber viel flüchtiger als dieses, und zersetzt sich dabei nach Berthier in eine höhere flüchtige und eine niedrigere, im Rückstande bleibende Schwefelung (Pb^2S); lässt nach Fournet beim Weissglühen im Kohlentiegel unter Verflüchtigung von Schwefelkohlenstoff zuerst Pb^2S , dann Pb^4S zurück; ein Gasstrom darüber geleitet, begünstigt die Verflüchtigung; im Wasserdampf erhitzt, bildet sich etwas SH und eine dünne Bleihaut; verbindet sich beinahe in allen Verhältnissen mit den übrigen Schwefelmetallen. Pb S geröstet hinterlässt ein Gemenge von Pb O und Pb O, SO^3 , aus welchem letzteren die SO^3 selbst bei Schmelztemperatur nicht ausgeschieden werden kann, wenn nicht gleichzeitig Kieselerde und Wasserdampf einwirken. Dieses Salz erweicht in der Hitze, verwandelt sich bei starker Weissgluth in ein Email und oxydiert sehr viele Metalle durch seine Schwefelsäure, selbst das Silber; schmilzt leicht mit Bleioxyd zusammen. — Pb^2S bildet bei Luftabschluss in der Hitze eine geschmolzene Masse, aus der sich beim Erkalten Blei ausscheidet, und giebt bei hoher Temperatur Pb^4S ; beim Rösten verhält sich dasselbe wie Pb S .

Schwefelkupfer, Cu S , geht, bei abgehaltener Luft geglüht, unter Verdampfung der Hälfte des Schwefels in Cu^2S über. — Cu^2S zersetzt sich nicht durch Glühen bei abgehaltener Luft, desgleichen wenig beim Rothglühen in Wasserdampf, giebt aber beim Weissglühen darin viel H und SH nebst sublimiertem Schwefel, unter Reduction des Kupfers zu Metall. — Cu^2S verwandelt sich bei vorsichtiger Röstung in Cu^2O und SO^2 , sodann in Cu O, SO^3 , nachdem bei verminderter Entwicklung von SO^2 der zutretende O der Luft nicht mehr durch den Schwefel allein zur Bildung von SO^2 absorbiert wird. Bei gesteigerter Temperatur zersetzt sich, unter Zurücklassung von bas. schwefelsaurem Kupferoxyd (3 Cu O, SO^3), ein Theil der SO^3 in SO^2 und O , welcher noch vorhandenes Cu^2O in Cu O verwandelt. Bei noch höherer Temperatur geht alle SO^3 als weisser Dampf fort, und es bleibt Cu O zurück. Bei rasch steigender Temperatur findet keine vollkommene Abröstung, sondern ein Schmelzen statt, wo dann durch Einwirkung des Oxydierten auf die unzersetzte Schwefelung ein Gemenge von Cu^2O ; Cu O, SO^3 ; Cu^2S und metallischem Cu entsteht.

Schwefeleisen, Fe S^2 (Schwefelkies), geht bei abgehaltener Luft allmählig geglüht unter Verlust von 23 Prct. Schwefel in Magnetkies (6 Fe S, Fe S^2) über ($7\text{ Fe S}^2 = 6\text{ Fe S, Fe S}^2 + 6\text{ S}$), die Hüttenanlagen liefern gewöhnlich nur 15—18 Prct.; bei heftigem Glühen bleibt Fe S zurück; bei Luftzutritt geht es in SO^2 und Fe O, SO^3 über. — Fe^2S^3 verwandelt sich unter Luftabschluss bei starkem Glühen unter Schwefelverlust in Magnetkies. — Fe S verliert bei Luftabschluss selbst in der Weissglühhitze keinen Schwefel, desgleichen nur wenig im Kohlentiegel; in Wasserdampf geglüht bildet sich neben viel H und SH eine

schwarze magnetische Masse. Bei Luftzutritt verwandelt es sich zuerst in Fe O ; SO^2 und Fe O , SO^3 ; bei weiterer Unterhaltung der Rothglühhitze in SO^2 und $\text{Fe}^2 \text{O}^3$, SO^3 , denn $2 [\text{Fe O}, \text{SO}^3] = \text{Fe}^2 \text{O}^3$, SO^3 und SO^2 , bei Steigerung derselben in $\text{Fe}^2 \text{O}^3$ und $3 \text{Fe}^2 \text{O}^3$, SO^3 und zuletzt in reines $\text{Fe}^2 \text{O}^3$. Wegen seiner Leichtschmelzigkeit lässt sich Fe S nur bei sehr grosser Zerkleinerung und fleissigem Rühren beim Rösten völlig in $\text{Fe}^2 \text{O}^3$ verwandeln, was bei einer Haufenröstung nie zu erreichen steht. — $\text{Fe}^2 \text{S}$ verhält sich fast wie Fe S . — $\text{Cu}^2 \text{S}$, $\text{Fe}^2 \text{S}^3$ (Kupferkies) verliert beim starken Glühen im Kohlentiegel 9 Prct. Schwefel und verwandelt sich in $\text{Cu}^2 \text{S}$, Fe S .

Schwefelzink, Zn S , verdampft bei Luftabschluss selbst in der Weissglühhitze nicht, bildet aber mit Kohle $\text{C}^2 \text{S}$ und metallisches Zink. An der Luft erhitzt geht es nur langsam in Zn O und Zn O , SO^3 über, und letzteres erst bei starker Hitze allmählig in 3Zn O , SO^3 und zuletzt in Zn O .

Schwefelwismuth, Bi S , schmilzt leicht und giebt beim Rösten stets ein Gemenge von Schwefelung und Oxyd.

Schwefelsilber, Ag S , wird selbst beim sorgfältigsten Rösten nur in metallisches Silber umgewandelt und nur, wenn es mit andern Schwefelungen gemengt ist, in schwefelsaures Silberoxyd übergeführt. Ist solches in einem Röstgute neben Kupferoxydul enthalten und dieses wird an der Luft feucht, so reducirt das $\text{Cu}^2 \text{O}$ metallisches Silber in kleinen Knospen. Wasserdampf scheidet aus erhitztem Schwefelsilber das Silber in denselben baum- und moosförmigen Gestalten ab, wie es in der Natur vorkommt. (Pogg LX, 289.)

Schwefelantimon, Sb S^3 , bei Luftabschluss sehr leicht schmelzbar, kocht in starker Glühhitze, und lässt sich unzersetzt überdestillieren; zerlegt sich im Wasserdampf unter Bildung von viel SH in Sb O^3 , welches mit unzersetztem Sb S^3 sich als pomeranzengelber Körper sublimiert. — Geht beim Rösten wegen seiner Leichtschmelzigkeit nur schwierig in ein Gemenge von Sb O^3 und Sb O^4 über, welches sich bei sehr hoher Temperatur verflüchtigt; in der Regel ist Sb S^3 eingemengt.

Schwefelarsen, As S^2 und As S^3 , schmelzen leicht, ersteres etwas leichter als letzteres, und verdampfen bei Luftabschluss weit unter der Glühhitze unzersetzt; geben mit Wasserdampf unter Bildung von viel SH ein sublimirtes Gemisch von As S^3 und As O^3 . Beim Rösten bildet sich flüchtige schweflige und arserige Säure.

Schwefelnickel, Ni S , verliert im Wasserdampf geglüht nur wenig Schwefel und kann ohne Schwierigkeiten zu einem Gemenge von Nickeloxydul und Nickeloxyd abgeröstet werden. So lange sich noch viel SO^2 entwickelt, entsteht nur Oxydul, später erst Oxyd.

Schwefelkobalt, $\text{Co}^2 \text{S}^3$, zersetzt in der Glühhitze den Wasserdampf noch weniger als das Schwefelnickel, giebt aber beim Rösten einen Theil Co O , S O^3 .

Arsennickel und Arsenkobalt, (Ni, Co) As, geben beim Rösten unter Verflüchtigung von SO_2 arsensaures Metalloxyd.

Arsenikkies, $\text{Fe As} + \text{Fe S}_2$, giebt bei Luftabschluss erhitzt zuerst ein rothes Sublimat von Schwefelarsen, dann ein metallglänzendes von Arsen, und lässt einen blassgraugelben Rückstand von Einfach-Schwefel- und Viertel-Arseneisen. $4 (\text{Fe As} + \text{Fe S}_2) = 2 \text{As S}_2 + \text{As} + 4 \text{Fe S}$ nebst $\text{Fe}^4 \text{As}$. Verwandelt sich beim Rösten unter Entwicklung von SO_2 , As O_3 und SO_3 in arsensaures Eisenoxyd. Aus dem Vorstehenden geht hervor, dass für die Entschwefelung der Metalle der atmosphärische Sauerstoff viel wirksamer ist, als der Wasserdampf.

Anders gestalten sich die Verhältnisse, wenn die genannten Schwefel- und Arsenverbindungen zusammen (wie sie z. B. in den Rammelsberger Erzen vorkommen) einer Röstung unterworfen werden. Im Allgemeinen begünstigen sie gegenseitig ihre Oxydation; das anfangs gebildete schwefelsaure Eisenoxyd verwandelt auf Kosten des Sauerstoffs seiner Schwefelsäure das Schwefelkupfer oder Kupferoxydul in schwefelsaures Kupferoxyd, dieses wiederum auf dieselbe Art das Schwefelsilber in schwefelsaures Silberoxyd, welches sich erst bei einer sehr hohen, anhaltenden Temperatur in Metall, schweflige Säure und Sauerstoff zerlegt. Schwer röstende Verbindungen werden theils durch die bei der Oxydation des Schwefels in den Schwefelungen des Eisens und Kupfers erzeugte sehr gleichförmige Temperatur, theils durch den Sauerstoff der alles durchdringenden, aus jenen Metallsalzen flüchtig werdenden Schwefelsäure in schwefelsaure Salze verwandelt, z. B. das Schwefelzink in Zinkvitriol (Juliushütte); auch werden sehr schwer zerlegbare Salze durch das schwefelsaure Eisenoxyd unter Austauschung der Bestandtheile in zerlegbare umgewandelt. So giebt schwer zerlegbares arsensaures Kobaltoxydul mit schwefelsaurem Eisenoxyd zerlegbares schwefelsaures Kobaltoxydul und arsensaures Eisenoxyd. Eine ähnliche oxydierende Wirkung wie das schwefelsaure Eisenoxyd übt das schwefelsaure Bleioxyd aus. Bei vorsichtiger und sorgfältiger Röstung verwandeln sich die zusammen vorkommenden Schwefelungen des Fe, Cu und Ag bei steigender Temperatur in dieser Reihenfolge erst in schwefelsaure Salze und dann in Oxyde. Bei der Temperatur, wo die Bildung des Silbervitriols beginnt, ist die Zersetzung des Eisenvitriols vollständig, die des Kupfervitriols zum grössten Theil geschehen, (die Basis für die Ziervogelsche Silberextraction mittelst Wasserlaugerei.) In einem Rösthafen findet aber niemals eine derartige vollständige Umwandlung statt, weil man den Luftzutritt und die Leitung der Temperatur nicht in der Gewalt hat. Da ersterer nur beschränkt ist, so findet immer neben der Röstung auch eine gesonderte Wirkung der Wärme allein statt, nämlich eine Sublimation von flüchtigen Stoffen. Ein Theil

des verbrennenden Schwefels unterhält die nöthige Hitze im Rösthaufen, und dieser wird kalt, nachdem der grösste Theil des Schwefels entfernt ist. Das Arsen entweicht mehr in der Mitte und gegen das Ende der Röstung, weniger in der ersten Periode.

Sehr zweckmässig bringt man zu Fahlun (Bgwkr. XIII, 435) in den Rösthaufen Zwischenlagen von kleinen Kohlen, welche die arsen- und antimonsauren Salze zersetzen.

Beim Rösten der Erze erzeugen sich folgende Producte der Röstung:

1. Einmal geröstetes Erz, ein Gemenge von Oxyden, schwefelsauren, antimonsauren und arsensauren Metallsalzen mit unzersetzten Schwefelungen. Die Erzstücke besitzen in ein und derselben Stufe verschiedene concentrische Lagen, und zwar pflegt (bei Kupfererzen) der Kupfer- und Schwefelgehalt nach Innen zuzunehmen. (Erdm. J. f. ök. u. techn. Ch. V, 90.) Nicht selten findet man in dem Röstgute neben andern krystallinischen Ausscheidungen (z. B. spiessigem Schwefelantimon, schwefelsaurem Bleioxyd etc.) arsenige Säure in octaedrischen Krystallen oder auch in rindenförmigen und stalaktitischen Gestalten, mehr oder weniger von beigemengtem Realgar und Rauschgelb roth oder gelb gefärbt. Die eifeurigen Erze kommen zur Sophien- und Okerhütte gleich ins zweite Feuer, zur Juliushütte dagegen wird von dem einmal gerösteten Erze, wegen seines bedeutenden Gehaltes an Zinkvitriol, so viel von Stufferzen, als die Vitriolhütte bedarf, zuvor ausgelaugt, dann getrocknet und ins zweite Feuer gebracht.

2. Rohschwefel enthält gegen $\frac{1}{2}$ Prct. Arsen und Selen und wird zur Abscheidung der beim Ausschöpfen in Wasser hineingekommenen mechanischen Beimengungen einer Läuterung zur Herzog Juliushütte übergeben. Man erhält von 1 Röste durchschnittlich 10—16 Ctr. Rohschwefel, also kaum $\frac{1}{2}$ Prct. In den Höhlungen der Decke setzt sich reiner Schwefel (Jungfernschwefel), zuweilen schön krystallisiert, ab.

3. Flüchtige Producte, schweflige und arsenige Säure, Schwefelsäure u. s. w., welche nicht weiter benutzt werden.

4. Röstesohlen, werden in der Regel nur erhalten, wenn man eine Röststelle verlässt. Diese wird aufgehauen und das Losgehauene ähnlich wie 3mal geröstetes Erz verschmolzen. Als Material für den Vitriolhof zur Darstellung von Kupfer- und gemischtem Vitriol nimmt man nur die massig zusammenhaltende Sohle vom Rande weg, wo durch Einwirkung der Atmosphärien sich am meisten Kupfervitriol erzeugt hat. Nach dem Auslaugen werden die Sohlen als Klein mit ins zweite Feuer gebracht.

Dritte Röstung unter Schuppen.

Zweite Röstung unter Schuppen. Soll eine Röste aus dem 1sten ins 2te Feuer gebracht werden, so wird sie allmählig weggehauen, die spärlich vor-

kommenden gut gerösteten Stücke dabei ausgehalten und alle grösseren Stücke, die gewöhnlich einen noch unzersetzten Kern enthalten, zur Erzeugung frischer Bruchflächen angeschlagen. Das sorgfältig ausgehaltene Erzklein kommt zum Theil in einer 12—15" hohen Lage auf den Röstplatz unter das Holz, zum Theil auf andere Rösten als Decke. Das erforderliche Holz im Betrage von 18—19 Mltr. wird auf der aus Thon und Erzklein aufgestampften oblongen Sohle von bis 55' Länge und 31' Breite in der Weise ausgebreitet, dass sämtliche Malterbänke incl. der Stellklüfte nach einer Richtung gelegt werden und überall 15—18" hoch und möglichst locker zu liegen kommen, auch in der Mitte kein unbelegter Platz bleibt. Auf eine solche Unterlage stürzt man die Erze gewöhnlich aus 2—4 Rösten des ersten Feuers 4—5' hoch auf und bringt dabei die dicksten Stücke, welche noch am wenigsten vom Feuer gelitten haben, in die Mitte. Eine Decke von Erzklein erhält die Röste nicht, weil kein Schwefel mehr zu gewinnen steht und ein Sintern der Erze weniger zu fürchten ist. Bei dem geringeren Schwefelgehalt hängt der Gang des Röstens noch weit mehr von dem Einfluss der Atmosphärien ab, als beim ersten Rösten, weshalb man dasselbe, um ein Auslöschten durch Regengüsse etc. zu verhüten, unter Schuppen verrichtet. Diese haben an den Seitenwänden bewegliche Klappen, liegen erhöht und sind zur Ableitung des Regenwassers mit Abzuggräben umgeben. Das Anzünden geschieht am besten bei etwas Wind und zwar an der dem Winde entgegengesetzten Seite, weil, wenn man an einer andern Seite ansteckte, das Erz nach dem Abbrennen der vordersten Holzlage niederfallen und den gleichmässigen Luftzutritt behindern würde. Das Holz ist in 18—24 Stunden weggebrannt und die ganze Röstung in 5—6 Wochen vollendet, wenn das 2te Feuer 2 Rösten (15 Malterbänke à 3 $\frac{1}{3}$ ' lang und 16—18 Mltr. Holz) des ersten Feuers enthielt. Durch theilweises Aufhauen des Fusses muss der Zug gegen das Ende verstärkt werden. Zu Oker nimmt man in ein 2tes Feuer nur 1 oder 2 Rösten, selten mehr.

Theorie. Es finden im Allgemeinen hierbei dieselben chemischen Vorgänge statt wie bei der ersten Röstung, nur vermindert sich die Bildung von Sublimaten, es tritt eine vollständigere Umwandlung der Schwefelungen in Oxyde und schwefelsaure Salze ein, wiewohl noch nicht so vollständig, dass eine 3te Röstung zu entbehren wäre.

Producte. Die Producte sind 2mal geröstetes Erz, welches der 3ten Röstung übergeben wird, und flüchtige Substanzen, welche nicht weiter benutzt werden.

Dritte Röstung unter Schuppen.

Verfahren. Beim Umbringen des Rostes ins 3te Feuer hält man alles gut geröstete Erz aus, schlägt die gröbern Stücke frisch an und scheidet Erzklein vom groben Erz sorgfältig. Ersteres

bringt man gemeinschaftlich mit dem unter dem Holze des 2ten Feuers befindlich gewesenen Erzklein auf die Röstesohle, darauf 18—19 Mltr. Holz, und auf dieses das grobe Erz einer Röste des 2ten Feuers ohne Decke. Ist nach 3—4 Wochen die Röstung vollendet, so zieht man die äussere am unvollkommensten geröstete Erzlage mit eisernen Harken so weit ab, als diese noch lose ist (das Beräumen) und bringt sie demnächst, frisch angeschlagen, wieder in ein 3tes Feuer; das übrige gut geröstete Erz wird in wallnussgrosse Stücke zerklopft und mit dem unter dem Holze befindlichen Erzklein gemengt ins Magazin gelaufen. Gut geröstetes Erz hat eine gelblich braune Farbe, ist zusammengebackt, aber dabei mürbe und ohne Metallglanz. Rohe Stücke (Klümpe) von schwarzer Farbe und starker Cohärenz werden wie das übrige abgeräumte Erz nochmals angeschlagen und in ein 3tes Feuer zurückgegeben.

Theorie. Der chemische Vorgang ist derselbe wie beim 2ten Rösten, nur ist eine weitere Oxydation eingetreten. Es bleibt aber immer noch ein Rückhalt an Schwefel, welcher zur Ansammlung des Kupfers beim demnächstigen Schmelzen von wesentlichem Nutzen ist und zu dessen Entfernung beim Rösten eine mit Metallverlusten verbundene anhaltend hohe Temperatur erforderlich sein würde.

Produkte. Dreifeuriges zum Schmelzen taugliches Erz, noch rohes, abermals zur Verröstung kommendes Erz und Röstesohlen.

Röstpersonal und Löhne beim Rösten. Das Rösten besorgt auf jeder Hütte ein Arbeiter (Dingener, Dingherr) in Accord, welcher die ihm übergebenen Arbeiter für eine achtstündige Schicht mit 4 Ggr. 6 Pf. lohnt. Dieser erhält für die Erbauung einer Röste aus rohem Erz 5 Thlr. 17 Ggr., dieselbe ins 2te Feuer zu bringen, je nach der Entfernung der Röststelle von der Röstschuppe 8 Thlr. 21 Ggr. 2 Pf. oder 10 Thlr. 3 Ggr. 7 Pf.; fürs Wenden derselben ins 3te Feuer 7 Thlr. 14 Ggr. 1 Pf. Ausserdem erhält er fürs Ausbessern der Röststellen zum 1sten Feuer pro Stelle 4 Tagelöhne und für das Aushalten des rohen Erzkleins aus den Stufferzen pro Röste 3 Tagelöhne à 4 Ggr. 7 Pf. und für jeden Centner gewonnenen Schwefel 5 Ggr. Das Beräumen der Rösten im 3ten Feuer geschieht durch Invaliden im Tagelohne, das Losmachen und Kleinschlagen des fertig gerösteten Erzes aber durch den sogenannten Hofknecht, der zugleich das Einmessen des aus dem Magazin in die Hütte zu laufenden Erzes besorgt. Das Hinschaffen des Erzes aus den Rösthäusern ins Magazin verrichten die Erzläufer, welche pro Schicht zu 12 Schrbn. 4 Ggr. $\frac{1}{8}$ Pf. erhalten.

II. Erzschnmelzen.

Zweck. Durch ein reducierendes Schmelzen, bei Anwendung solvierender Zuschläge, in einer passenden Temperatur sollen die fremden Oxyde verschlackt, das Bleioxyd zu metallischem

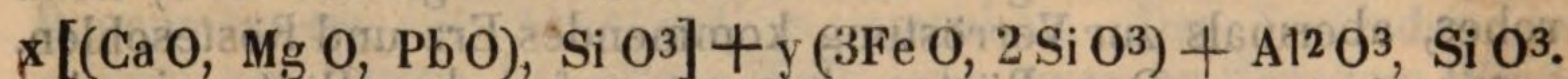
Blei und die schwefelsauren Salze zu Schwefelungen reducirt werden, welche mit den beim Rösten unzersetzt gebliebenen Sulphureten einen Stein geben, der alles Kupfer enthält.

Beschickung. Eine beschickte Schicht für die reinen Bleierze zur Juliushütte besteht aus:

a. 12 Schrbn. 3feurigem Bleierze mit $\frac{1}{4}$ Lth. Silber und mit 5—6 Pfd. kupferigem Blei im Centner. Nach einer ältern Untersuchung soll das 3feurige Bleierz enthalten: 8 Zinkoxyd, 2 Kupferoxyd, 70 oxydiertes Eisen, 6 Bleioxyd, 12 schwefelsaure Salze und 2 unzersetzte Schwefelungen.

b. 3 Schrbn. Oberharzer Schliegschlacken mit 4—7 Pfd. Blei und $\frac{1}{8}$ Lth. Silber. Sie werden entweder auf der Axe von den Oberharzer Hütten geholt oder unter dem Namen Leseschlacken aus dem Okerflusse und der Innerste ausgesucht, welche dieselben von Altenauer und Lautenthaler Hütte mit weggeführt haben. Wegen ihres hohen Kieselerdegehaltes lösen sie die im Röstgute enthaltenen fremden Basen auf, verhüten einen zu hitzigen Ofengang und gestatten die theilweise Gewinnung ihres Bleigehaltes.

Die Oberharzer Schliegschlacken sind nach Plattner Gemenge von Singulo-, Bi- und Trisilicaten von nachstehender Zusammensetzung:



Die Lautenthaler Schlacken sind basischer als die Clausthaler, wie aus den folgenden Analysen hervorgeht:

	I.	II.	III.	IV.	V.	VI.	VII.
Si O ³	48,80	53,90	43,13	45,00	47,571	53,815	41,000
Al ² O ³	4,62	4,40	4,76	4,62	3,205	3,815	2,550
Ca O	3,26	5,60	5,77	6,31	5,255	5,366	6,818
Mg O	1,24	1,30	0,78	0,75	0,582	1,090	0,617
Fe O	36,00	32,00	37,72	35,83	32,282	25,896	33,725
Mn O	—	—	0,30	—	1,351	2,744	1,255
Pb O	5,30	4,20	6,32	7,80	3,979	4,790	7,248
Sb ² O ³	—	—	—	0,50	0,216	—	—
Fe S	—	—	—	—	1,704	3,158	1,576
Zn S	—	—	—	—	1,501	—	3,597
Ag	—	—	—	—	0,003	0,003	0,002
	99,32	101,40	98,78	100,81	97,649	100,677	98,388
Sauerstoffver- hältnis zwischen Kieselsäure und Basen	25,35	28,00	22,41	23,38	24,700	27,942	21,288
	12,13	11,71	13,19	12,55	11,009	10,446	11,661

Nr. I—III. Schliegschlacken von Clausth. Hütte nach Bodemann. IV. Desgl. nach Rammelsberg. V. Desgl. nach F. Ulrich. VI. Desgl. von Alten. Hütte nach F. Ulrich. VII. Desgl. von Lautenth. Hütte nach F. Ulrich.

c. 1—2 Schrbn. 3feurigem Bleistein mit 4—7 Pfd. kupferigem Blei oder dieselbe Menge geröstete Lehmsohlen aus den Bleiöfen mit 8—9 Pfd. kupferigem Werkblei. Es soll der Bleigehalt dieser Producte gewonnen, der Kupfergehalt aber im Stein concentrirt werden. Dieser bei der Erzarbeit fallende Bleistein wird nach gehöriger Verröstung so oft wieder beim Erzschnmelzen zugeschlagen, bis sein Gehalt an kupferigem Blei auf 12—15 Prct. angereichert ist.

d. $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{2}$ Ctr. bleiischen Vorschlägen (erste und letzte Glätte, Herd) mit 60—75 Pfd. Blei im Centner. Sie dienen, ausser dass ihr Bleigehalt gewonnen wird, zur vollständigen Ausziehung des Silbers. Ausserdem schlägt man wohl noch, wenn er vorrätzig ist:

e. bleiischen Krätz zu, der beim Verwaschen des Geschurs erfolgt, ferner Ofenbrüche und nach Bedürfnis Schlacken vom Erzschnmelzen selbst.

Zu Oker wird 1 Beschickungsschicht für melierte Erze wie folgt zusammengesetzt:

12 Schrbn. 3feuriges Meliererz, 3 Schrbn. Leseschlacken, 1 Schrbn. Schlacken vom Gaarschlacken- und Verblasenschlackenschnmelzen, 1 Schrbn. geröstete Lehmsohlen, Ofenbrüche und Schur, 1 Karren (2—3 Ctr.) Krätzfrischschlacken mit 20—30 Pfd. Blei, $\frac{1}{8}$ Karren Ausschurschlieg aus dem Pochwerke, $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{2}$ Ctr. bleiische Vorschläge, letztere drei je nach dem Vorrathe. Von den sonst bleireichen Nebenproducten der Saigerung wird nur die Krätzfrischschlacke den Bleierzschichten zugeschlagen, alle andern werden durch eigene Arbeiten (Krätzfrischen, Gaarschlacken- und Verblasenschlackenschnmelzen etc.) zu Gute gemacht.

Zur Sophienhütte enthält 1 Bleierzschicht: 12 Schrbn. geröstetes Erz, 3 Schrbn. Oberharzer Schlacken und $\frac{1}{2}$ Ctr. bleiische Vorschläge. Der beim Erzschnmelzen fallende Bleistein wird nicht, wie zu Juliushütte, wieder zugeschlagen, sondern, wie zu Oker, auf Kupferstein verarbeitet.

Das Anfertigen der Beschickung geschieht während des Abwärmens des Ofens von den Einläufern, während der Bleihofknecht die Karren im Magazin laden muss. Erstere erhalten pro Schicht 1 Ggr., letzterer 2 Ggr. 5 $\frac{1}{2}$ Pf.

Schnmelzöfen. Die gebräuchlichen Halbhohöfen (Taf. I, Fig. 4—7) weichen auf den verschiedenen Hütten nicht ab. Bei Erbauung derselben wird in dem Fundament *a* unter der Hüttensohle ein Kanal (Abzug *b*) von vorn nach hinten zu angebracht, dieser mit Schieferplatten zugelegt und darauf eine Sohle von mit Erzklein gemengtem Lehm geschlagen. Auf dieser kommt der 5' lange, 4 $\frac{1}{4}$ ' breite und 1' 3" dicke Sohlstein *c*, aus Quadersandstein bestehend, so zu liegen, dass er vorn an den Futter mit der Hüttensohle horizontal, auf seine ganze Länge ein Ansteigen von 8" (15°) nach hinten erhält. Auf diesem Steine wird zunächst die Rückseite (Brandmauer *d*) in Verbindung

mit den beiden Seitenmauern (Pfeilern *e*) aus Sudmerberger Gestein aufgeführt. Letztere schliessen die Futtermauern *f* zu beiden Seiten des Schachtes ein, welche man aus horizontal gelegten dicken, mit Lehm verbundenen Schieferplatten auf 12' Höhe aufführt, so dass der Querschnitt die Gestalt eines Trapezes von 2' hinterer und 1' vorderer Breite und von 3' Tiefe bekommt. Bei dieser Aufmauerung legt man in die Futter eiserne Anker, welche durch die Brandmauer hindurchgehen. Die Pfeiler haben vorn eine Stärke von 5' und stehen 6' von einander entfernt, sind gut verankert und gehen in ihrer Höhe 2' über die Flügel *h* hinaus, wo der Schornstein *i* auf ihnen ruht. Ihre Vorderseite hängt mit dem Rauchmantel *k* zusammen.

Zur Erleichterung des Aufgebens erweitert man den Kernschacht oben nach 2 Seiten, indem auf die Schieferknobben eine 3' hohe, schräg aus einander laufende Barnsteinmauer (Flügel *h*) so aufgesetzt wird, dass die überliegende Barnsteinschicht hinter die darunter befindliche um 1" zurückspringt. Flugstaubkammern sind nicht vorhanden. Die aus Schieferknobben bestehende 4' starke Brandmauer geht zur grössern Haltbarkeit noch einige Fusse tiefer als die Hüttensohle und enthält 10" über dem Sohlstein und 2' über der Hüttensohle das Formlager *l*. Ueber demselben befindet sich ein aus Barnsteinen gemauertes Gewölbe (Stirnmauer *m*), welches den Zweck hat, die Erneuerung des zwischen diesem Gewölbe und dem Formlager befindlichen Mauerwerks, das am meisten leidet, zu gestatten, ohne dass die Brandmauer weiter hinauf zerstört wird. In das in der Mitte der Brandmauer befindliche Formlager wird die kupferne Form *n*, deren vordere Oeffnung $1\frac{1}{2}$ " weit ist, horizontal so eingelegt, dass sie 3—4" in den Ofen hineinragt. Die richtige Lage der Form ist von wesentlichem Einfluss auf den Schmelzgang. Liegt sie zu tief, so verbreitet sich die Schmelzhitze zu wenig nach oben und es findet ein zu langsames Niedergehen der Sätze statt; liegt sie zu hoch, so wird der Niedergang der Sätze so beschleunigt, dass die Erze unvorbereitet, noch roh, in den Schmelzraum gelangen, in Folge dessen sich die Schmelzmassen unter der Form kühlen und als Bühnen ansetzen. Letztere Erscheinung tritt auch ein, wenn man der Form ein Ansteigen giebt; bei einem Stechen derselben wird die Zinkgewinnung, freilich auf Kosten eines Werkeverbandes, vermehrt, auch leicht ein Sprudeln der geschmolzenen Massen erregt, in Folge dessen Werkblei und Stein mechanisch mit der Schlacke gemengt werden. Durch das Hineinragen der Form in den Ofen soll der Windstrom an den richtigen Punct geleitet werden, damit es weder hinten noch vorn im Ofen kühl wird und eine leichtere Nasenbildung stattfinden kann. Kupferne Formen halten besser als eiserne, weil das Eisen wegen seiner grössern Verwandtschaft zum Sauerstoff leichter oxydiert und verschlackt wird.

Die Vorderseite des Ofenschachtes mauert man von oben herab 4' tief mit Barnsteinen zu und lässt den untern Theil derselben vorläufig offen. Sämmtliche innere Ofentheile werden dann zuletzt mit einer zolldicken Lehmsschicht überzogen. Zur Bildung des Vorherdes p wird parallel mit der Vorderseite des Ofens in 2' 9" Entfernung von diesem eine Eisenplatte (Blech, Herdblech q) von $3\frac{1}{2}'$ Länge so in die Hüttensohle eingesenkt, dass sie etwa 1' 1" über derselben hervorragt, mit ihrer obersten Kante aber genau 5" unter der Form liegt. Diese oberste und unverrückbare Kante pflegt als Anhalten beim Messen der vertikalen Ofendimensionen zu dienen, weil sich die Höhe des Sohlsteins nach jeder Campagne ändert, indem derselbe bald ausbrennt, bald von Ansätzen anwächst. Rechtwinklich gegen das Blech wird nach dem Ofen zu eine zweite Eisenplatte r von 3" Höhe angebracht, so dass zwischen dieser und der Hüttensohle ein unausgefüllter Zwischenraum bleibt, welcher zur demnächstigen Herstellung des Stichs erforderlich ist. Zur Seite dieser Ofenplatte kömmt der Stichherd s zu liegen. An das andere Ende des Bleches setzt man ebenfalls, aber vom Ofen abwärts gekehrt, eine Eisenplatte zur Begränzung der Schlackentrift. Damit hat der Maurer seine Ofenarbeiten beendet und der Schmelzer kann, nachdem er die Form gelegt hat, zum Zumachen des Ofens schreiten, worunter man die Instandsetzung der unter der Form gelegenen Ofentheile behuf der Schmelzung, so wie das Einsetzen der Vorwand versteht. Bei einem neuen Ofen muss dem Zumachen ein tagelanges Abwärmen desselben durch Unterhaltung eines Scheitholzfeuers auf dem Sohlstein vorangehen.

Zunächst wird auf dem Sohlstein, um ihn zu schützen und das Durchgehen des Metalls zu verhüten, eine 2—4" dicke Lehmsohle t in der Weise geschlagen, dass sie noch 6" unter der Form bleibt, von hier bis etwa 1' vor die Vorwand tretend, an diesem Punkte 15—16" tiefer als die Form liegt und sich dann mit einem geringen Fall bis auf den Rand des Stechherdes hinzieht. Man stellt dieses Höhenverhältnis auf die Weise her, dass man in die Formöffnung einen Stab legt, diesen auf einen 5" langen Pflock, der auf die obere Kante des Herdblechtes gesetzt wird, stützt und unter den jetzt horizontal liegenden Stab, 1' vor der Vorwand, einen 16" langen Pflock hält, der die Lehmsohle gerade berühren muss. Der Sohlstein wird vorher mit etwas Wasser besprenkt, der durch Schlagen mit einer eisernen Harke von Steinchen und Klumpen befreite Lehm so stark angefeuchtet, dass er sich ohne das Gefühl der Nässe zu geben, ballen lässt und anfangs mit runden hölzernen Stampfern, dann in den Ecken mit schmalen Stampfern, die man, in jeder Hand einen, unten zusammenhält und zuletzt mit einem Klop Holz festgestampft. Soll beim Neubau eines Ofens der alte Sohlstein wieder benutzt werden, so wird er vor dem

Auftragen der Lehmsohle mit einer festgestampften Lage von mit Erzklein gemengtem Lehm (Bindesohle) in der Weise versehen, dass diese 10" unter dem Formlager bleibt und das Fallen der Lehmsohle bekommt. Auf die Lehmsohle bringt man eine aus 3 Volumtheilen Kohlenlösch und 1 Theil Lehm bestehende Gestübbesohle *u*, welche ein leichtes Abtrennen der erstarrten Geschurmassen gestattet, das Mauerwerk vor dem zu frühen Ausfressen durch die flüssige Schlacke schützt und als schlechter Wärmeleiter die Hitze zusammenhält, also der Entstehung von Geschur entgegenwirkt. Gleichzeitig bildet sie eine reducierende Unterlage, und zwar um so mehr, je reicher an Kohlenstaub sie ist. Mit dem Gehalte daran nimmt aber die Lockerheit zu und das Gestübbe wird leichter von den flüssigen Metallmassen untergraben und aufgehoben. Kokslösch giebt ein dauerhafteres Gestübbe als Kohlenlösch. Je nach dem schwankenden Gehalt desselben an Lehm und Kohle unterscheidet man schweres und leichtes Gestübbe. Beide Bestandtheile werden gemeinschaftlich gepocht und durch ein Sieb mit 16 Löchern pro □" geworfen; jedes Loch hat $\frac{3}{16}$ □". Das Einbringen der Gestübbesohle geschieht auf die Weise, dass man auf die mit Wasser angemengte und rauh gemachte Lehmsohle einige Füllfässer voll gleichmässig angefeuchtetes Gestübbe, welches sich ballen lässt, aber dabei keine Nässe absetzt, aufstürzt, dieses anfangs mit den Füßen festtritt und dann mittelst des Stössers feststampft, wie die Lehmsohle. Die Gestübbesohle tritt an die Stirnmauer bis dicht unter die Form, geht von hier ab bis 1' vor die Vorwand nach aussen bei einem Fall von 12", liegt hier, 4" dick, 12" unter der Form und läuft von hier ab mit geringem Fall bis zum Rande des Stichherdes. Ist sie vielleicht unter der Vorwand zu dick geworden, so schrappt man mit einem winkelförmig gebogenen Eisen etwas davon ab. Hierauf setzt man vorn zwischen die Futter einen ins Wasser getauchten Barnstein (Spurstein) von 11" Länge, $5\frac{1}{2}$ " Breite und 3" Dicke auf seiner Längenkante auf die Gestübbesohle so auf, dass er von beiden Futter gleichweit entfernt ist und mit seiner Vorderfläche etwa 2" vor der demnächstigen Vorwand hervorragt. Nachdem etwa $11\frac{1}{2}$ " hoch Gestübbe um den Spurstein herumgedrückt ist, legt man ein kleines Steinchen (den Hakaas) davor und drückt seitwärts nach dem Stichherde zu das kegelförmige, etwa 3' lange und an seinem dicken Ende 5—6" im Durchmesser haltende Stichholz mit den Füßen in die Gestübbesohle des Vorherdes ein, so dass die Spitze desselben von der Ecke des Spursteins etwa 4" entfernt bleibt. Dann wird über das dicke Ende des Stichholzes die bereits erwähnte 3" hohe Eisenplatte *r* so gestellt, dass sie an der einen Seite an den Ofen, an der andern hinter die feststehende, oben erwähnte Eisenplatte *q* tritt. Nachdem rings um das Stichholz sorgfältig Gestübbe gedrückt ist, stampft man den Raum über demselben und über dem Spur-

stein so fest als möglich in mehreren Lagen voll Gestübbe, anfangs mit dem runden Stampfer, an den Seiten mit dem oblongen und zuletzt mit dem Klop Holz (Klepper). Vor dem jedesmaligen Auftragen einer neuen Lage Gestübbe macht man die vorige rau und nass. Gleichzeitig wird auch Gestübbe in den 2' im Durchmesser haltenden Stichherd und um das hervorragende Ende des Stichholzes herum gestampft. Erleidet das Gestübbe, welches man über dem Spurstein in den Ofen hinein hat steil abfallen lassen, in dem damit vollgestampften Vorherd keinen Eindruck vom Finger mehr, so schneidet man mit dem Spurmesser das Gestübbe über dem Spurstein spaltenförmig aus, nimmt diesen selbst weg und schneidet dicht vor dem Ofen nieder eine länglich runde Vertiefung (Vortiegel *v*) bis auf den Hakaas ein, welcher ein Anhalten giebt, dass man diese Oeffnung nicht zu tief und nicht zu weit nach dem Stichholz zu anbringt, in welchem letzteren Falle nach Wegnahme desselben keine hinreichend dicke Scheidewand zwischen Stich und Vortiegel bleiben würde. Hierauf erweitert man die Spur noch etwas, so dass sie 4" breit und an der Brust 5—6" tief wird, und ebnet dieselbe mit einem hölzernen Klepper. Von dem Vortiegel aus stampft man eine Rinne (die Schlackengasse *w*) bis zum Schlackenherde *x*, welcher vom Vortiegel etwa 4' entfernt ist und neben dem einen Futter liegt. Nachdem der Stechherd hergestellt ist, folgt das Schliessen der Vorwand, welches mit Herstellung der für hier charakteristischen Vorrichtung des Zinkstuhles *y**) beginnt. Auf die obere Fläche der Spurwände wird eine Schicht Lehm gethan, auf diese eine die Spur überdeckende Thonschieferplatte von 1' Länge so gelegt, dass dieselbe 8" in den Ofen hineinragt, 4" vor der Vorwand hervorsteht und einen geringen Fall nach vorn zu hat. Sie wird auf dem Lehm etwas festgeklopft, mit einer Lehmschicht und einer Schieferplatte bedeckt und diese wieder mit Lehm überzogen. Die obere Platte, der eigentliche Zinkstuhl, bekommt einen geringen Fall nach der Stichherdseite zu und wird mit einer in eine eiserne Pfanne *z* mündenden Rinne *aa* von Lehm, die am Ofengemäuer dicht anliegt, in Verbindung gebracht. Auf den vor der Vorwand vorstehenden Theil der obersten Schieferplatte setzt man schräg gegen die erstere eine 2' hohe und 13" lange Schieferplatte (Bruststein *bb*), welche inwendig und auswendig mit Lehm überzogen und an der einen Seite, wo die Rinne sich nicht befindet, mit der Ofenwand verbunden ist, an der andern Seite aber, nachdem die untere Ecke davon abge-

*) Nach Schlüter datieren sich die ersten Nachrichten vom Unterharzer Zinkstuhl, ohne Angabe des Erfinders, vom Jahre 1738 her. Im Jahre 1747 soll derselbe vom Zehntner Schottelius verbessert sein. Um die Mitte des 17. Jahrhunderts kommt erst der Name Zink in den Unterharzer Acten vor. Die Alten nannten bald Wismuth, bald Zink Contrefey oder Contrefait.

geschlagen, eine dreieckige, 2—3" breite und 4—6" hohe Oeffnung lässt, die mit der Rinne communiciert. Dann überdeckt man auch letztere mit zwei schräg gegen die Ofenwand neben einander gestellten und an den Bruststein sich anschliessenden kleinen Schieferplatten, die ebenfalls mit Lehm überzogen werden. Sammelt sich nun Zink auf dem Zinkstuhle an, so gelangt dasselbe durch die überdachte Rinne in die Zinkpfanne. Damit dasselbe nicht beständig ausfliesst, schliesst man die Rinne in einiger Entfernung vor der Pfanne mit harten lehmüberstrichenen Holzkohlen, die dann vor dem jedesmaligen Ablassen des Zinks weggestossen werden. Die Oberfläche des Zinkstuhls liegt $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{2}$ " höher als die Form und wird etwa von $\frac{1}{3}$ des Gebläsestroms bestrichen, wodurch keine allzuhohe Temperatur auf demselben entsteht.

Der Bruststein wird durch eine eiserne Querstange, die hinter 2 Haken greift, festgehalten und die noch offene Vorwand durch mehrere lothrecht darauf gesetzte Schieferplatten, die sich zwischen die beiden Futter klemmen, bis auf eine 4' über dem Vorherde sich befindende Oeffnung von 1' Höhe geschlossen. Diese Oeffnung *dd*, das Spund genannt, von deren Zweck später die Rede sein wird, schliesst man demnächst mit einer Schieferplatte (Klappstein). Die Fugen der Vorwand werden zuletzt mit Lehm verstrichen. Man fegt hierauf den Vorherd rein, besprengt ihn mit Wasser, streut gesiebte Kokslösch darüber, schlägt diese mittelst einer Schaufel fest, putzt alles aus Gestübbe Geschlagene mit einem kleinen Handklepper nach und zieht zuletzt das Stichholz heraus, worauf der Ofen zum Beginn der Schmelzcampagne fertig ist.

Zur Okerhütte hat man seit Kurzem den Zinkstuhl wegen zu geringer Zinkgewinnung ganz weggelassen. Zur Schliessung der Vorwand legt man horizontal über die Spur einen 6" breiten und 2" dicken Schieferstein und mauert auf diesem die andern Platten bis zum Spund auf. Die Schieferplatten sind innen und aussen mit Lehm überzogen und werden durch gutes Verzwicken und durch Kreuzverankerung befestigt, welche letztere ebenfalls mit Lehm überzogen wird.

Die Hauptdimensionen der Oefen sind folgende: Höhe von der Hüttensohle bis an die Flügel 12'; Höhe der Form über dem Sohlstein 10" und über dem Herdblech 5"; Höhe des Vorherds über der Hüttensohle 1'; Breite des Ofens an der Vorwand oben und unten 1'; Weite des Ofens an der Hinterwand oben 1' 8", unten auf dem Sohlsteine 1' 10" und bis $2\frac{1}{2}$ ' über dem Formlager 2'; Tiefe des Ofens 2' 10"; Länge des Vorherds 3' 6"; Tiefe desselben 2' 9".

Gezäh. Ausser den beim Zumachen der Oefen bereits aufgeführten Werkzeugen befindet sich vor jedem Schmelzofen noch folgendes Gezäh: 1 Scklackengabel, ein 2' langer, $1\frac{1}{2}$ " breiter und $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{2}$ " dicker Eisenstab, der unten gabelförmig auseinanderläuft und an einem Holzstiel von 4—5' Länge be-

festigt wird. — 1 Stecheisen von 2' Länge, oben 1" dick und nach unten in eine etwas gekrümmte Spitze auslaufend. Ist ebenfalls an einem Holzstiel befestigt. — 1 Räumeseisen (Rengel) von 7' Länge und 1½ [] " Dicke, ganz von Schmiedeeisen; das unterste Viertel ist gebogen. Mehrere Stopfhölzer, 7—8' lange Stämme von jungen Tannen mit 1½—2" Durchmesser. Ausserdem Fäustel, Holzklöppel, Kelle, Werkepfannen, Harke, Kratze, Trog, Füllfass etc.

Brennmaterial. Früher wurden nur Holzkohlen angewandt, seit 1816 werden diese — bei der Schwierigkeit, die zum Betriebe erforderlichen Holzkohlen in hinreichender Menge herbeizuschaffen — mit Koks von Obernkirchen oder vom Hannoverschen Gaswerke versetzt, indem man die für eine Schicht bestimmten Kohlen (3 Volumtheile) auf die ausgebreiteten Koks (2 Volumtheile) stürzt und von diesem Gemenge das Füllfass gleichmässig füllt. In Folge dessen ist bei verstärktem Gebläse ein rascheres und vollständigeres Schmelzen herbeigeführt und dadurch an Brennmaterial und Arbeitslöhnen gespart. Die Koks, obgleich theurer als Holzkohlen, kommen am Unterharze wegen des kürzeren Transportes billiger zu stehen, als am Oberharze. Das Ausbringen ist besser, wenn Koks und Holzkohlen angewendet werden, als wenn mit Holzkohlen allein geschmolzen wird. Obgleich dies eine Grenze hat, die nicht ungestraft überschritten werden darf, so hat man hierbei doch die Erfahrung gemacht, dass bei hinreichend starkem Gebläse ein schwereres Brennmaterial das Ausbringen befördert. Koks bringen vor der Form eine sehr grosse Hitze in einem kleinen Raume hervor, während Holzkohlen eine weniger intensive Hitze in einem grössern Raume geben, und zwar wirkt letztere mehr nach oben, in Folge dessen die Erze besser vorbereitet in den Schmelzraum kommen, während die durch die Koks vor der Form erzeugte intensive Hitze ein rasches Schmelzen bewirkt. Sehr vortheilhaft ist es Holzkohlen und Koks in nicht zu dicken, aber möglichst gleich grossen Stücken anzuwenden.

Das Zerstückeln und Herschaffen des Koks auf den Beschickungsboden besorgen Tagelöhner, das Herbeischaffen der Holzkohlen aber geschieht von den Bleikohlenträgern.

Leitung des Schmelzprozesses. Soll die Campagne beginnen, so wärmt man die Gestübbesohle im Vor- und Stechherde sowohl, als auch im Ofen durch Unterhaltung eines 5—6stündigen Kohlenfeuers auf diesen Ofentheilen ab, um ein Sprudeln und starkes Auflegen von Bühnen zu verhüten, und schreitet dann zum Auffüllen des Ofens mit Kohlen in der Weise, dass man zunächst durch das Spundwalnussgrosse, harte Kohlen (Zinkkohlen) vorsichtig an der Vorwand niederfallen lässt, so dass sie sich auf dem Zinkstuhl 3—4' hoch auflegen können. Dann stellt man durch das Spund ein Brett schräg auf die Ofensohle und trägt durch die Gichtöffnung grobe Kohlen ein, wobei die Kraft ihres Falles von dem

Brette gebrochen wird, so dass die Ofensohle nicht leidet und die Zinkkohlen nicht vom Zinkstuhle fallen. Hierauf wird das Brett herausgezogen, und mit dem Auffüllen des Ofens mit Kohlen bis zum Niveau des Spundes fortgeföhren, dasselbe sodann mit dem Klappstein verschlossen und mit Lehm verstrichen. Von jetzt an setzt man auf das erste Füllfass eingetragener Kohlen an die Brandmauer einen Trog, auf das nächste $1\frac{1}{2}$ Tröge Kupfererzschlacken, auf die folgenden aber $1\frac{1}{2}$ schwache Tröge Beschickung und fährt hiermit bis zum Vollsein des Ofens fort, worauf das Gebläse langsam angelassen wird. Allmählig verstärkt man den Satz so weit, dass auf 1 Füllfass Brennmaterial 2 Tröge Beschickung à 40 — 45 Pfd. kommen. Die Kohlen werden immer an die Vorwand, die Beschickung an die Brandmauer gestürzt.

Bei vollem Erzsatze gelangen pro Minute etwa 136 Cbkf. Luft bei $1\frac{1}{2}$ " Düsendurchmesser und 10 " Quecksilberpressung in den Ofen. Zum Unterschiede von der Oberharzer Bleiarbeit geht das Schmelzen hier mit heller Gicht, ganz kurzer Nase, also heller Form, was seinen Grund besonders in der zinkischen Beschaffenheit der Erze hat. Bei dunkler Gicht und dunkler Form ist eine niedrigere Temperatur im Ofen vorhanden, als wenn diese Ofentheile hell sind. Damit das vor der Form sich reducierende und dampfförmig gewordene Zink möglichst durch die Gichtöffnung entfernt werde, muss man eine höhere Temperatur im Ofen durch jene Mittel erhalten, und trotzdem setzen sich doch zinkische Ofenbrüche in so reichlichem Masse oben im Schachte ab, dass nur eine 11—12tägige Campagne möglich ist. Ein Theil des vor der Form reducirten, aber von der Gebläseluft und der vorhandenen Kohlen-säure wieder oxydierten Zinks wird nach der Vorwand zu zwischen die Zinkkohlen getrieben, welche, weil sie vom Windstrom schwach getroffen werden, meist nur zu Kohlenoxydgas verbrennen und das eingeblasene Zinkoxyd reducieren. Das dabei erzeugte metallische Zink fällt tropfenweise auf den Zinkstuhl nieder und sammelt sich darauf an, wozu es wahrscheinlich von dem mit übergerissenen Blei disponiert wird.

Bei einem guten Schmelzgange entströmt der Gicht eine helle weisse Flamme und dicker Zinkdampf, der alles weiss und gelblich beschlägt; die Form ist meist hell rothglühend und nur vorübergehend dunkel, (eine anhaltend dunkle Form deutet auf zu schweren, eine anhaltend helle auf zu leichten Satz); die Schlacke ist dünnflüssig, läuft regelmässig aus dem Ofen und qualmt wenig auf der Trifft. Wird sie dickflüssig, mussig und qualmt sie stark, so ist das Schmelzen in Unordnung gerathen, oft in Folge zu schlecht gerösteter Erze. Man bricht dann gewöhnlich an Satz ab und lässt das Gebläse etwas rascher umgehen.

Während des Schmelzens kommen folgende Hauptoperationen vor:

1. Das Abstechen der Werke und des Bleisteins, welches erfolgt, sobald der Vorherd fast damit angefüllt ist, was in 24 Stunden 4 — 6mal der Fall zu sein pflegt. Vor dem Abstechen werden mit dem Räumeisen die Ansätze im Vortiegel losgebrochen, damit sie, nachdem die den Stich und den Vortiegel trennende Gestübbewand durchgestochen ist, den Ausfluss des Schmelzgutes nicht hemmen. Sobald hierbei Schlacke kommt, verschliesst man den Stich mittelst des Stopfholzes mit einem Gestübbepfropfen und bessert Vortiegel, Schlackentriff und Schlackensumpf mit frischem Gestübbe aus. Der Stein wird im Stechherde vom Werkblei abgehoben, und dieses in länglich viereckige Stücke von $\frac{1}{2}$ Ctr. Gewicht gegossen. Während des Abstechens ist die Form zugesetzt.

2. Das Ablassen des Zinks (Zinkstockeln). Alle 3—4 Tage öffnet man die mit dem Zinkstuhl verbundene Rinne, lässt das angesammelte Zink abfliessen, stösst nach weggenommenem Klappstein die Zinkkohlen, welche durch eine poröse festgewordene Wand (Zinkwand) von den groben Kohlen und Koks getrennt sind, nieder, damit sich die noch dazwischen befindlichen Zinktröpfchen senken, zieht die Kohlen durch die Oeffnung über der Rinne aus dem Ofen, reinigt den Zinkstuhl, verschliesst die Rinne wieder, thut, ohne die Zinkwand zu zerstören, neue Kohlen auf den Zinkstuhl und setzt den Klappstein wieder ein. Wird die Zinkwand zu dicht, so nimmt die Zinkgewinnung ab, und da man die Bildung und richtige Erhaltung derselben nicht in der Gewalt hat, so variiert die Zinkproduction sehr. Vortheilhaft wirkt darauf gutes, löschfreies Brennmaterial, stark stechendes Gebläse, schwerer Satz und enge Oefen. Koks wirken weniger günstig, als Holzkohlen.

3. Ausbessern und Erneuern des Herdes. Es ist nicht zu vermeiden, dass sich zuweilen im Schmelzraume und Vortiegel erstarrte Massen (Bühnen), namentlich zu Anfang des Prozesses, ansetzen, welche zur Erhaltung eines regelmässigen Schmelzganges öfters ausgeräumt werden müssen. Gewöhnlich, nachdem 4—5 Schichten durchgesetzt sind, ist die Anhäufung von Bühnen so beträchtlich geworden, dass eine Ausbesserung der genannten Ofentheile erforderlich wird. Man verschliesst die Form mit Lehm, sticht alles Flüssige ab, bricht mit einem spitzen Räumeisen oder einer Brechstange die Bühnen los, reinigt die Ofensohle von etwa nachgefallener Beschickung oder Kohlen, schiebt, damit dies nicht ferner geschehen kann, durch die Spur eine grosse Kohle etwa $1\frac{1}{4}$ ' weit nach der Form zu ein, schlägt die Spur mit frischem Gestübbe aus und erneuert Vortiegel und Schlackentriff, welche letztere aber noch öfter als der Vorherd ausgebessert werden muss. Ist bei dieser Operation die unterste Platte des Zinkstuhls ruiniert, oder musste sie, um die Bühnen gehörig losstossen zu können, weggenommen werden, so wird eine neue Platte oberflächlich mit Lehm überzogen und eingesetzt. Auch legt man das Stichholz in den Stich

und umstampft dasselbe mit frischem Gestübbe. Hierauf folgt ein 3—4stündiges Abwärmen der ausgebesserten Ofentheile. Gewöhnlich findet das Ausbessern alle 4 Tage statt.

4. Das Ausblasen des Ofens wird gewöhnlich nach 8—10tägigem Gange, wenn 16 Schichten durchgesetzt sind, durch die Erweiterung des Schmelzraums in der Formgegend und die starke Anhäufung der Sublimate (Ofengalmei) veranlasst, welche ein Kippen des Satzes herbeiführen und ein regelmässiges Niedergehen desselben verhindern, in Folge dessen die Schmelzmassen zu roh vor die Form treten, Stein und Werke in die Schlacken geführt werden und das Herabstürzen des hängengebliebenen Satzes oft mit solcher Heftigkeit geschieht, dass die Vorwand eingedrückt und flüssige Masse aus dem Vorherd und durch die Form geschleudert wird. Man hilft sich so lange als möglich damit, dass man öfter, aber weniger Beschickung aufgibt und fleissig mit einer langen eisernen Stange von der Gicht ab im Ofen nieder stockelt. Will dieses nicht mehr helfen, was zur Juliushütte oft schon nach dem Verschmelzen der neunten Schicht eintritt, so stellt man das Nachfüllen ein, giebt aber noch in Zwischenräumen 3—4 Tröge Schlacken ohne Brennmaterial auf, um die Form durch Nasenbildung zu schützen und den Ofen durch Weglösen der Bühnen zu reinigen. Ist der Inhalt des Ofens bis zur Hälfte niedergegangen, so wird das Zink abgelassen, der Bruststein nebst den überstehenden Steinen der Vorwand weggerissen und durch in die Zinkwand von Zeit zu Zeit eingestossene Löcher beobachtet, ob Satz und Brennmaterial in die Formgegend gelangt sind. Ist dies geschehen, so wird das Gebläse abgestellt, alles Flüssige aus dem Ofen gelassen, der Zinkstuhl durchgeschlagen, und der noch vorhandene Inhalt des Ofens unter öfterem Zugiessen von Wasser als Geschur herausgezogen.

Nachdem hierauf die Bühnen und Ofenbrüche entfernt sind, zerstört man die noch vorhandene Gestübbesohle und entfernt die Lehmsohle. Sodann wird der Ofen durch Auskleiden mit Lehm auf seine ursprünglichen Dimensionen gebracht.

Producte. Beim Erzschnelzen fallen folgende Producte:

1. Werkblei, eine Verbindung von Pb, Ag, Au, Fe, Cu, Bi, Sb, As und S, mit $3\frac{3}{4}$ — $4\frac{3}{4}$ Lth. Silber im Ctr.; wird der Treibarbeit übergeben.

2. Bleistein, und zwar a. Bleistein von reinen Bleierzen zur Juliushütte mit 4—7 Pfd. kupferigem Blei und $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{2}$ Lth. Silber. Wird dreimal geröstet, in Wallnussgrösse zerschlagen und den Bleierzschichten so lange zugesetzt, bis er einen Gehalt von 12—15 prCt. Kupfer hat. Dann wird er nach dreimaliger Röstung in einem Bleierzofen auf Werkblei durchgestochen, und der dabei fallende Kupferbleistein zur Verarbeitung auf Kupfer an die Okerhütte abgegeben.

b. Bleistein von melierten Erzen zur Sophienhütte und zu Oker erzeugt, wird bei einem Gehalte von 15—20 prCt.

kupferigem Blei 2—3mal geröstet, und einer eigenen Arbeit unterworfen. (Siehe 3. Kapitel.)

Ein Okerscher Bleistein bestand nach G. Ulrich aus

Pb	Fe	Cu	Zn	As	Sb	S.
8,64	44,34	17,43	7,76	2,19		19,64.

F. Ulrich hat an gerösteten Stücken von Okerschem Bleistein Krystalle gefunden, welche Hausmann für Magneteisen hält. (Nachrichten von der G. A. Univers. u. der Königl. Gesellschaft. d. Wissensch. zu Götting. 1852. Nr. 12. p. 179.)

3. Zink, stark mit Blei verunreinigt, wird zur Abscheidung desselben alle Quartal in eisernen Kellen über Kohlenfeuer umgeschmolzen. Hierbei geht das specifisch schwerere Blei zu Boden und das leichtere Zink wird, nachdem man die Masse bei Dunkelrothglühhitze eine kurze Zeit hat ruhig stehen lassen, in kleine viereckige eiserne Formen gegossen. Den blei- und zinkhaltigen Bodensatz giesst man in kleine halbkugelförmige, aus Gestübbe gemachte Vertiefungen, hebt die leichter erstarrenden Zinkscheiben von dem flüssigen Blei ab und reinigt sie durch nochmaliges Umschmelzen. Die Zinkzaine werden durch Ritzen mit einem eisernen Nagel oder Messer auf adhärrierendes Blei untersucht und nöthigenfalls nochmals geläutert. Das ausgesaigerte Blei ist silberfrei und wird als Probierblei verwandt.

Auf diese Erfahrung hat neuerdings Parkes (Dingl. CXIX, 466; Bgwkd. XV. 653) ein Verfahren gegründet, silberhaltiges Blei dadurch zu entsilbern, dass man zu dem geschmolzenen Blei geschmolzenes Zink giesst, die Masse einige Zeit umrührt und dann ruhig stehen lässt. Beim Abkühlen scheidet sich silberhaltiges Zink aus, welches mit durchlöcherten Löffeln ausgeschöpft wird. Beim Behandeln dieser Legierung mit Salzsäure oder verdünnter Schwefelsäure bleibt das Silber ungelöst zurück. Vorausgesetzt, dass dieses Verfahren das Silber ziemlich vollständig extrahiert, kann es nur theurer und den bekannten neuern Entsilberungsmethoden nachzustellen sein, wenn nicht das Chlorzink oder schwefelsaure Zinkoxyd gut zu verwerthen ist. (Bgwkd. XIV, 563).

Gurtt destilliert das Zink vom Silber ab und brennt den Rückstand fein (berg- u. hüttenm. Ztg. 1852. p. 1). — Nach Karsten, welcher zur Friedrichshütte in Schlesien grössere Versuche hat ausführen lassen, findet nach dieser Methode eine fast vollständige Entsilberung und ein nur geringer Metallverlust statt, dagegen hält das Blei immer Zink zurück und es tritt leicht eine den Prozess erschwerende Schaumbildung ein. Die Kosten für 100 Ctr. Werkblei beim Abtreiben betragen 40 Thlr. 13 Sgr. 1 Pf., beim Entsilbern mittelst Zinks 13 Thlr. 8 Sgr. 1 Pf. (Karst., Arch. 2 R. XXV, 192. — Berg- u. hüttenm. Ztg. 1852. p. 828.)

4. Speise. Sie setzt sich nicht regelmässig, sondern nur zu Zeiten zwischen Stein und Werkblei ab, und erzeugt sich besonders dann gern, wenn die Erze viel Kupfer- und Schwefelkies enthalten, gut abgeröstet sind und ein rasches hitziges Schmelzen statuffindet. Das Nähere über Verarbeitung etc. der Bleispeisen in Kapitel 4.

5. Schlacke mit $\frac{1}{2}$ —1 Pfd. Blei, wird abgesetzt und nur zum geringen Theil wieder beim Erzschnelzen verwandt. Nähert sich in ihrer Zusammensetzung den Oberharzer Bleisteinschlacken und den Freiburger Bleierzschlacken. (Kerl,

Oberharz. Hüttenproz. 1851. p. 93). G. Ulrich fand ihre Zusammensetzung zu

Si O ²	Al ² O ³	Fe O	Mn O	Ca O	Mg O	Pb O	Zn O	Cu O	S
27,66	6,00	50,30	Spr.	7,72	1,90	2,13	3,5	Spr.	2,23

Sauerstoffverhältniss zwischen Säure und Basen = 14,4:17,7.

6. Zinkische Ofenbrüche (Ofengalmei), schmutzig grüne, dichte, schaalige Massen, welche im Wesentlichen Zink und Blei, ausserdem aber auch Cu, Fe, Cd, Sb, As im geschwefelten, oxydierten oder kohlen. Zustande enthalten. Sind früher nach vorheriger Verröstung und Verpochung zur Darstellung von Messing verwandt (Lamp., Hndbch. d. Httkde. II. Tbl. 3. Bd. p. 183), dann aber zur etwaigen demnächstigen Verwerthung aufgesammelt, nachdem der billige Preis des metallischen Zinks ihre Anwendung zur Messingfabrikation unvortheilhaft gemacht hat. In neuester Zeit werden sie vom Fabrikanten F. Borchers in Goslar zur Darstellung von Chlorzink verwandt, welches zur Conservation von damit getränktem Holze (z. B. Eisenbahnschwellen) dient. (Dingler, pol. Journ. CXXII, 223. — Pol. Centr. 1852. p. 693.)

7. Rauch, mit 8—9 Pfd. Blei zur Juliushütte. Damit derselbe wieder in den Ofen zurückfällt, hat man Rauchfänge in umgekehrt pyramidalen Form angebracht. Aus dem Flugstaub der Juliushütter Bleiöfen dargestelltes Blei enthielt nach F. Ulrich:

	Pb	Cu	Sb	Zn
I.	94,77	3,75	1,16	0,32.
II.	96,47	2,70	1,14.	—

I. vom Novbr. 1850. II. vom Decbr. 1850.

8. Geschur und Gekrätz, welches beim Ausblasen und Reinigen des Ofens fällt, wird, nachdem die beigemengten gröberen Kohlen daraus entfernt sind, gepocht und verwaschen, und das erhaltene Waschproduct unter dem Namen bleiischer Krätz den Bleierzschichten wieder vorgeschlagen.

9. Lehmsohlen mit 8 und mehr Pfd. Blei, von eingemengten Schwefelungen und Werketheilchen herrührend, werden in Wallnussgrösse auf einer 12" hohen Holzunterlage 4—5' hoch aufgestürzt und in oblongen Haufen von gewöhnlich 24' Länge und 14' Breite 5—6 Tage geröstet. Die äussere schlecht geröstete Umgebung des Haufens wird zu einer neuen Röstung aufbewahrt, das gut Geröstete direct, das beim Zerschlagen desselben in Wallnussgrösse abfallende Klein aber erst nach gehöriger Verwaschung den Erzsichten vorgeschlagen.

Siehe Anl. I, 1—14; II, 1—15; III, 1—38.

Theorie der Erzschnmelzung. Werden die 3feurigen Erze, welche hauptsächlich die Oxyde, schwefelsauren Salze und Schwefelungen des Bleies, Eisens, Kupfers, Zinks, Antimons, Arseniks, Silbers und Kobalts, ausserdem antimon- und arsensaure Verbindungen enthalten, bei nicht zu hoher Temperatur einem reducierenden Schmelzen im Schachtofen mit kieselerdehaltigen Zuschlägen (Oberharzer Schliegschlacken) unterworfen, so löst die Kieselerde

die freien schwer reducierbaren Basen (Fe^2O_3 , ZnO etc.) entweder direct, oder nach theilweiser Reduction, z. B. des Eisenoxyds in Oxydul, auf oder zersetzt zuvor die schwefelsauren Salze; das Bleioxyd, leichter reducierbar als jene, wird in metallisches Blei, welches das Silber aufnimmt, umgewandelt, und die von der Kieselerde nicht zersetzten schwefelsauren Salze werden wieder in Sulphurete umgeändert, die dann mit den beim Rösten unzersetzten Schwefelungen Stein bilden, während das reducierte Arsen und Antimon sich theils verflüchtigen, theils zur Erzeugung von Speise Veranlassung geben.

Wenngleich man der Theorie nach diese chemischen Vorgänge durch zweckmässige Einrichtung des Schmelzens herbeizuführen sucht, so lassen sich doch noch andere, für das Ausbringen der Producte und für den Schmelzgang öfters störende Einwirkungen der Bestandtheile des Schmelzgutes auf einander nicht vermeiden. Bei der nicht ganz genau abzumessenden Temperatur reducirt sich ausser dem Blei ein Theil der anderen oben genannten Metalle, als Eisen, Kupfer, Zink, Nickel, Kobalt, Antimon und Arsen, auch findet eine zersetzende Einwirkung der oxydierten Bestandtheile des Schmelzgutes auf die geschwefelten statt.

Die Oxyde des Eisens, Mangans und Zinkes reducieren sich schwerer als die des Bleies, Wismuths, Antimons, Arsens, Nickels, Kobalts, Kupfers und Silbers. Während die Desoxydation der letzteren schon bei einer mehr oder weniger starken Rothgluth stattfindet, so reducieren sich erstere nur in der Weissglühhitze.

Das in der Beschickung enthaltene Eisen, wenn es nicht in zu bedeutender Menge vorhanden ist und dadurch zur Bildung von heissgrädigen Schlacken und Ofensauen Veranlassung giebt, wirkt theils zersetzend auf das Schwefelblei und das schwefelsaure Bleioxyd und bildet Stein, theils geht es wegen seiner grossen Verwandtschaft zum Arsen und Antimon mit diesen zu einer Speise zusammen, in welcher sich auch ein Theil des Kupfers und Silbers und der grösste Theil Nickel und Kobalt ansammelt. Man sieht eine solche Bildung von Speise gewöhnlich nicht gern, weil sie durch den Rückhalt an Silber und Kupfer zu einer weitem metallurgischen Behandlung Veranlassung giebt; bei einem grösseren Nickel- und Kobaltgehalt (Freiberg) kann diese unter Umständen sehr profitabel sein. Im Allgemeinen befördert das Eisen den Fluss und die Reduction des Bleies. Ist viel davon vorhanden, so theilt es sich zwischen Schwefel und Kieselerde, es erfolgen eisenreiche Steine, die je nach der vorhandenen Hitze mehr oder weniger Blei enthalten. Ist wenig Eisen in der Beschickung, so resultieren bleireiche Steine; ins Werkblei gehen nur Spuren von Eisen.

Das reducierte Kupfer sammelt sich theilweise in der Speise, zum grössten Theil aber wegen seiner grossen Ver-

wandtschaft zum Schwefel in dem Stein. Nach Fournet (Erdm., J. f. pr. Ch. II, 120) hat von den Metallen Cu, Fe, Sn, Zn, Pb, Ag, Sb und As, Kupfer die stärkste und Arsenik die schwächste Verwandtschaft zum Schwefel, bei den übrigen Metallen dieser Reihe ist die Verwandtschaft zum Schwefel um so grösser, je näher sie dem Kupfer stehen; zwei in dieser Reihe benachbarte Metalle, von denen das eine oder andere mit Schwefel verbunden ist, entschwefeln sich gegenseitig nur schwierig, während dies desto leichter geschieht, je weiter sie von einander entfernt sind. Ein hinreichender Schwefelgehalt schützt das Kupfer vor Verschlackung, und sollte diese erfolgt sein, so wandelt das vorhandene Schwefeleisen das oxydierte Kupfer unter Bildung von Eisenoxydul wieder in Schwefelkupfer um.

Silber theilt sich zwischen Werkblei, Bleistein und Speise.

Zink wird theils als Oxyd, theils als Schwefelzink verschlackt, theils geht es in den Stein, findet sich nur spurweise im Werkblei, wird aber zum grossen Theil im metallischen Zustande verflüchtigt, indem sich einestheils das beim Rösten gebildete Zinkoxyd reducirt, anderntheils das dabei unzerlegte Schwefelzink von dem in bedeutender Menge vorhandenen Eisen entschwefelt wird. Es setzt sich zum Theil in dem obern Schachtraume, mit Sauerstoff, Kohlensäure und Schwefelkohlenstoff in Berührung kommend, als Sublimat (Ofenbruch, Ofengalmei, ein Gemenge von Zinkoxyd, kohlensaurem Zinkoxyd und Schwefelzink) in bedeutender Menge wieder ab, entweicht zum Theil durch die Gichtöffnung und wird zum geringsten Theil im metallischen Zustande als Nebenproduct aufgefangen, indem das im Schmelzraume reducirt, aber durch die Gebläseluft und die Kohlensäure wieder oxydierte Zink in eine glühende Kohlensäule getrieben wird, welche auf dem Zinkstuhle ruht, wo es abermals reducirt wird. Diese Vorrichtung ist für das Bleiausbringen nicht vortheilhaft, weil Blei vom Zink mit fortgerissen wird. Um aus blendereichen Bleierzen den grösstmöglichen Bleigehalt auszubringen, sind mancherlei Erfahrungen nöthig, da das Schwefelzink bei nur wenig sich verändernden Umständen im Schmelzofen verschiedene Erscheinungen darbietet.

Nickel und Kobalt gehen zum grössten Theile in die Speise, weniger in den Stein.

Arsen und Antimon verflüchtigen sich zum Theil und finden sich in den Ofenbrüchen wieder, zum Theil gehen sie in Blei und Stein, hauptsächlich aber in die Speise, deren Bildung sie veranlassen. Eisen zersetzt Arsenikblei eben so vollständig wie Schwefelblei.

Blei wird zum grössten Theil reducirt; theilweise geht es in Stein, Speise und Schlacken. Je schwächer die Röstung geschah, um so mehr Stein resultirt, und er enthält um so weniger Blei, je stärker die Röstung getrieben und je mehr Eisen aus der Beschickung reducirt wurde.

Würde wenig oder gar kein Eisen aus der Beschickung reducirt, so entstände ein eisenarmer, sehr bleireicher Stein und wenig Werkblei. Das in ersterem enthaltene Schwefelblei würde durch seine Ungebundenheit weit mehr der Verflüchtigung ausgesetzt sein, als wenn wenig davon an viel Schwefeleisen gebunden vorhanden ist.

Der mehr oder weniger günstige Schmelzerfolg hängt nun hauptsächlich von einer zweckmässigen Anfertigung der Beschickung und der Wahl passender Schmelzöfen ab.

Bei dem bedeutenden Gehalte der gerösteten Erze an Metalloxyden sind Zuschläge von Kieselerde oder kieselerdehaltigen Substanzen in hinreichender Menge erforderlich. Nimmt man zu viel davon, so geht viel Bleioxyd in die Schlacken, welches, einmal an Kieselerde gebunden, nur mit grossen Verlusten wieder davon zu trennen ist. Bei Mangel an Kieselerde, also bei einem Ueberschuss von Metalloxyden, reducieren sich dieselben, setzen sich in erstarrten Massen (Bühnen, Ofensauen) im Herd fest, bringen den Ofengang in Unordnung und zerstören die Ofenschächte sehr bald durch Auflösung der darin enthaltenen Kieselsubstanz. Ausserdem entstehen sehr basische heissgrädige Schlacken, welche zu rasch erstarren und sich wegen ihres bedeutenden spec. Gew. mit den Bleisteinen sehr leicht vermengen. Auch sondern sich aus solchen Schlacken nicht gehörig gesättigte eisenreiche Kieserverbindungen in der Spur und im Vorherde ab.

Man muss hiernach die Bildung von Singulosilicats- bis Subsilicatschlacken vor Augen haben, welche frisch und hinlänglich flüssig sind, weniger leicht Blei und Stein mechanisch einhüllen und wenig Bleioxyd enthalten. Dieses wird durch das in hinreichender Menge vorhandene Eisenoxyd vor der Verschlackung geschützt.

Höher silicierte, Bi- und Trisilicatschlacken würden, wenn sie nicht auf Kosten von Bleioxyd flüssig gemacht werden sollten, zu zähflüssig sein, und bei der zu ihrer Schmelzung erforderlichen hohen Temperatur einen bedeutenden Bleiverlust durch Verflüchtigung und eine reichliche Bildung von Eisensauen veranlassen.

Mit der Erzeugung der bei niedriger Temperatur schmelzenden Singulo- und Subsilicatschlacken hängt auch die Anwendung von Halbhohöfen zusammen. Sie geben weniger Veranlassung zur Reduction von Eisen und somit zur Bildung von Ofensauen und gestatten eine bessere Absonderung des Zinks, bei geringerem Bleiverlust, durch Verflüchtigung und Verschlackung, als hohe Oefen. Es ist stets vortheilhaft, zinkische Bleierze bei niedriger Temperatur, also in niedrigen Oefen zu verschmelzen und möglichst kurze Zeit im Schmelzraume verweilen zu lassen, weil in solchem Falle die Verflüchtigung des Zinks, welches immer Blei mit aufreisst, vermindert wird und sich dieses zum grössten Theil zwischen Schlacke und Stein theilt. Zum Theil geht das Zink im geschwefeltem Zustande in die

Schlacken, und soll alsdann das Schwefelzink bei seiner Strengflüssigkeit nicht störend auf den Ofengang wirken, so müssen erstere hinreichend dünnflüssig sein. Wegen der starken Ofenbruchbildung beim Verschmelzen zinkischer Bleierze würden hohe Oefen nur ganz kurze Campagnen gestatten, während bei niedrigen Oefen das Zink theilweise dampfförmig aus der Gicht entweichen kann.

Erfahrungsmässig geben geröstete Erze in niedrigen Schachtöfen mehr schwefelbleihaltiges Werkblei und weniger Stein, als in höhern, weil in ersteren ein Theil der Gebläseluft der Zersetzung durch Kohle sich entzieht und noch zu einer weiteren Röstung der Erze im Schachte beiträgt, während in hohen Oefen die Kohle den Zutritt der Luft zum Bleiglanz abhält.

Wegen der basischen Beschaffenheit der Beschickung findet leicht die Bildung erstarrender Massen (Bühnen) im Schmelzraume statt, zu deren Entfernung das Zumachen der Oefen nach Art der Sumpfofen am meisten förderlich ist.

Ausweis. Von einer Bleierzschicht zur Julius hütte erfolgen $31\frac{1}{2}$ — $33\frac{3}{4}$ Ctr. Werkblei, 4—5 Pfd. Zink und 5—6 Ctr. Stein; zur Oker hütte 2— $21\frac{1}{2}$ Ctr. Werkblei, $1\frac{3}{4}$ —2 Ctr. Bleistein, 0,5 Pfd. Zink und 8—10 Schrbn. Schlacken, bei einem Aufwande von 10—10,5 Mass Kohlen und 17—18 Blgn. Koks à 3 Cbkf. Nach dem auf allen 3 Hütten geltenden Princip erfordern 32 Erzsichten 25 Karren 6 Mass Kohlen und 736 Blgn. Koks, oder die Kohlen zu Koks gerechnet (1 Karren Kohlen = 15 Blgn.) 1120 Blgn, und aus einer Schicht müssen principmässig erfolgen: zur Julius hütte 3 Ctr. $57\frac{1}{2}$ Pfd., zur Sophien- und Oker hütte 2 Ctr. $47\frac{1}{2}$ Pfd. Werkblei. Man bringt in der Wirklichkeit zur Sophien hütte immer mehr Werkblei aus, als zur Oker hütte, verbrennt aber dagegen auf ersterer mehr Kohlen. Man sucht den Grund hiervon in dem verschiedenen Grade der Röstung der Erze, welcher wiederum von der Lage der Rösteplätze abhängt.

Zu jedem Ofen gehören 2 Schmelzer und 2 Kohlenträger, von denen sich 1 Schmelzer und 1 Kohlenträger alle 12 Stunden ablösen. Für 16 durchgesetzte Erzsichten erhält der Schmelzer $13\frac{1}{2}$ Schichten, à 9 Ggr., der Kohlenträger 6 Ggr., wenn beide in der Tagesschicht sind und den Ofen zugemacht haben; den Nachtschichtern werden nur 13 Schichten zu resp. 9 und 6 Ggr. berechnet. Ausserdem erhalten die Schmelzer für Nebenverrichtungen von 78 verarbeiteten Schichten 2 Thlr. 20 Ggr., die Kohlenträger aber 3 Ggr. 8 Pf., und gemeinschaftlich bekommen sie für jedes Pfund Zink 6 Pf.

Ausserdem werden noch folgende Arbeiten, welche ein anderes Personal verrichtet, besonders bezahlt: das Vorlaufen und Vermessen der Schicht auf dem Beschickungsboden, à Schicht 1 Ggr.; das Weglaufen der von einer Schicht gefallenen Schlacken, 3 Ggr. 5 Pf.; das Aushauen eines Ofens nach beendigter Campagne, 12 Ggr. 2 Pf.

Anhang zum 2. Kapitel.

1) Erzschnmelzversuche mit Knüppelholz und Meilerbränden.

Schnmelzen. Nach beendigter Treibarbeit im Treibofen gedarrtes Knüppelholz mit Holz. wurde im Jahre 1839 zur Herzog Juliushütte und zur Frau Sophienhütte zum Versuch angewandt, während der Gegenversuch mit reinen Holzkohlen angestellt wurde. Man setzte bei ersterem abwechselnd 1 Füllfass Kohlen zu 18 Pfd. auf 2 Tröge Beschickung (aus 12 Schrbn. 3feurigem Erz, 2 Schrbn. geröst. Bleistein und Lehmsohlen, 3 Schrbn. Oberharzer Schliegschlacken und $\frac{1}{2}$ Ctr. bleiischen Vorschlägen pro Schicht bestehend), und auf 1 Füllfass in 5—6" lange Stücke geschnittenes Holz zu etwa 27 Pfd. 1 Trog Beschickung, während beim Gegenversuch durchgängig auf 1 Füllfass Kohlen 2 Tröge Beschickung à 43 Pfd. gesetzt wurden.

Beim Versuche erfolgten von 16 Erzschnichten bei einem Verbrauch von $24\frac{1}{2}$ Karren Kohlen und $15\frac{1}{4}$ Mltr. gedörtem Holze 36 Ctr. 90 Pfd. Werkblei; beim Gegenversuche aber 43 Ctr. 50 Pfd. Werkblei mit $30\frac{3}{4}$ Karrn Kohlen, woraus hervorgeht, dass bei einem geringeren Werkeausfall von $41\frac{1}{4}$ Pfd. pro Erzschnicht beim Gegenversuche 1 Karrn Kohlen etwa durch $2\frac{1}{2}$ Mltr. Röstholz ersetzt ist. Da nun bei guter Auskohlung höchstens 2 Mltr. Holz zu 1 Karrn Kohlen gebraucht werden, so sind die Versuche in Bezug auf Holzersparung und Bleiausbringen sehr ungünstig ausgefallen. Die Arbeit mit Holz ging nicht rein, es entstanden $1\frac{1}{2}$ pfündige Schlacken und die Form des Holzes veranlasste ein Durchfallen des Erzsatzes, in Folge dessen derselbe roh vor die Form kam und ein schlechtes Ausbringen entstehen musste. Auch wurde durch die Form des Holzes gegen das Ende der Campagne, wenn schon eine Verengung des Schachtes durch Ofenbruchbildung eingetreten war, ein Hängenbleiben und dann ein gewaltsames Niedergehen des Satzes veranlasst, so dass man von allen weiteren Versuchen abstand. (Berg- und hüttenm. Ztg. 1844. p. 991.)

Schnmelzen mit Meilerbränden. Ganz ähnlich, wie mit gedörtem Holze, fielen die im Jahre 1840 zur Herzog Juliushütte angestellten Schnmelzversuche mit Meilerbränden (halb verkohlten Holzscheiten) aus, indem man beim Versuch pro Erzschnicht $43\frac{3}{4}$ Pfd. Werkblei weniger erzeugte und $5\frac{5}{16}$ Maas Brennmaterial mehr verbrauchte, als beim Gegenversuch. 1 Maas Kohlen wurde durch 2 Maas Brände ersetzt, und 100 Maas angelieferte Brände gaben beim Zerkleinen nur 84 Maas brauchbares Brennmaterial. In Folge der lebhaften Gichtflamme fand die Anhäufung von Ofenbrüchen weniger statt, als bei der gewöhnlichen Arbeit. (Berg- und hüttenm. Ztg. 1844. p. 1020.)

2) Erzschnmelzversuche mit heisser Gebläseluft.

Heisse Luft. So wie auf andern Hütten, hat auch hier die Anwendung erwärmter Gebläseluft beim Bleihüttenbetriebe kein Glück gemacht. In den Jahren 1834 und 1835 zur Sophienhütte angestellte Versuche lieferten folgende Resultate:

a) Es fand zwar eine geringe Ersparung an Brennmaterial beim Schnmelzen statt, diese wurde jedoch dadurch wieder hinreichend aufgewogen, dass eine eigene Feuerung zur Erhitzung der Luft angelegt werden musste, weil bei Aufstellung des Winderhitzungsapparates über der Gicht die Leitungsröhren so stark mit Sublimaten beschlugen, dass die Gichtflamme nicht hinreichend durchwirken konnte.

b) Vor der Form entstand eine starke Hitze, in Folge dessen sich die zinkischen Ofenbrüche vor der Form so anhäuferten, dass nur kurze

Campagnen möglich waren. Eine zu ihrer Vermeidung vorgenommene Erniedrigung des Ofenschachtes hatte den gewünschten Erfolg nicht.

c) Wegen zu schwacher Windpressung, selbst wenn statt wie gewöhnlich zweier Bälge und einer Düse, vier Bälge und zwei Düsen angewandt wurden, war kein vollständiges Schmelzen zu erreichen. Während vor der Form eine bedeutende Hitze herrschte, wurden die Massen nach vorn zu kalt und es legten sich Bühnen ein, deren übermässige Bildung auch nach Verengung des Schmelzraumes nicht zu umgehen war.

d) Es fand ein viel grösserer Bleiverlust als bei kaltem Winde statt. (Berg- und hüttenm. Ztg. 1845. p. 1079. — Bgwkd. IX, 351.)

3) Erzschnmelzversuche ohne Oberharzer Schliegschlacken.

Wegen Ausdehnung der Schlackensteinfabrikation auf den Oberharzer Hütten wurde man veranlasst, im Jahre 1851 auf den Unterharzer Hütten Bleierzschmelzversuche ohne solche Schlacken, die seit etwa 300 Jahren am Unterharze verwandt werden, anzustellen. Beim Schmelzen ohne alle Schlacken sowohl, als auch bei Zusatz von bloss Unterharzer Schlacken war der Ofengang sehr unrein, es bühnte stark, Stein und Schlacke sondernten sich nicht gehörig, und es fand ein bedeutender Ausfall an Werkblei statt. Granitgrus veranlasste ein langsames Niedergehen der Sätze und deshalb eine grössere Bleiverflüchtigung und mehr Aufwand an Kohlen. Man erhielt pro Schicht $141\frac{1}{2}$ Pfd. Werkblei weniger und brauchte $1\frac{1}{2}$ Karrn Kohlen und 16 Blgn. Koks mehr als gewöhnlich. Die Versuche haben ergeben, dass sich die Unterharzer Erze ohne Oberharzer Schlacken nicht gehörig verschmelzen lassen. Ein Viertel des zu verschmelzenden Erzquantums Oberh. Schlacken hat sich am besten bewährt; schlug man das doppelte Quantum dieser Schlacken zu einer Schicht zu, so ging das Schmelzen sehr erwünscht, und brachte man pro Schicht $25\frac{1}{2}$ Pfd. Werke und im Steine $6\frac{1}{4}$ Pfd., zusammen $31\frac{3}{4}$ Pfd. Blei mehr aus, oder da in den mehr zugeschlagenen Schlacken 42 Pfd. enthalten waren, so erfolgte ein Bleiausbringen von 75 % aus den Oberh. Schlacken. Man verbraucht am Unterharze jährlich etwa 12,158 Schrbn. = 44,043 Ctr. Oberh. Schlacken. Die Clausthaler Hütte produciert jährlich etwa 60,000 Ctr. Schlacken à 5 Pfd., die Altenauer Hütte 38,000 Ctr. à 4 Pfd., die Lautenthaler Hütte 26,000 Ctr. à 6 Pfd. Blei. Zur Clausthaler, Altenauer und Lautenthaler Hütte werden jährlich etwa 84,380 Ctr. Schlacken abgesetzt.

Wenn gleich die angeführten Versuche, Unterharzer Erze ohne Oberharzer Schlacken zu schmelzen, ungünstig ausgefallen sind, so dürfte die Ersetzung derselben durch andere Surrogate doch nicht aus den Augen zu verlieren sein, da Zeiten eintreten können, wo es an solchen Schlacken mangelt. Hätte sich z. B. das mehrfach versuchte Verschmelzen der Oberharzer Schliege im Flammofen bewährt, so würden sich nur sehr wenig absetzbare Schlacken gebildet haben. Interessant wäre es zu wissen, wie die Unterharzer Bleiarbeit früher betrieben, bevor überhaupt Oberharzer Schlacken an dieselbe abgegeben worden sind.

3 Kapitel.

Bleisteinarbeit.

Zweck. Dieselbe bezweckt die möglichst vollständige Ausziehung des Silbers und Bleies aus den Bleisteinen und die Ansammlung des Kupfers in einem neuen Stein.

Zusammensetzung der Steine. Die bei Hüttenprozessen sich bildenden Steine pflügen nach Art der Schwefelsalze aus einer electropositiven und electronegativen Schwefelung zusammengesetzt zu

sein; jedoch gelingt es nicht immer, ein deutliches Bild von der Anordnung ihrer Bestandtheile zu erhalten, weil noch nicht völlig erwiesen ist, welche derselben nach dem Gesetz des Isomorphismus einander vertreten. Bredberg, Plattner, Rammelsberg und Bodemann haben versucht, chemische Formeln für die Steine aufzustellen. (Kerl, Oberh. Hüttenpr. p. 11.)

Bleisteinarbeit zur Juliusshütte. Der angegebene Zweck der Bleisteinarbeit wird zu Juliusshütte dadurch erreicht, dass man den Bleistein mit 4—7 Pct. kupferigem Blei und $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{2}$ Loth Silber bis zur Wallnussgrösse zerschlägt, auf einer etwa 12" hohen Unterlage von Holz 4—5' hoch aufstürzt und 3 Mal im Freien röstet. Das beim Umbringen der Röste durch Anschlagen der rohen Stücke entstehende wenige Klein wird jedesmal unter das Holz der folgenden Röste gestürzt. Der Aufwand an Holz beträgt auf 25 Scherben $\frac{1}{2}$ Malter.

Wird die Röstung, um die Entbleiung vollständiger zu machen, zu weit getrieben, so entstehen beträchtliche Kupfer-, Blei- und Silberverluste, und es tritt ein unreiner Ofengang ein.

Nach der dritten Röstung wird der Stein in wallnussgrosse Stücke zerkleinert und zuweilen den Bleierzschichten so oft vorgeschlagen, bis er einen Kupfergehalt von 12—15 Pct. erhalten hat, worauf man ihn nach dreimaliger Röstung mit Bleischlacken im Erzschnmelzofen auf Werkblei und Kupferstein durchsticht, welcher letzterer zu Oker weiter auf Kupfer und Silber zugutegemacht wird. Früher wurde der geröstete Stein immer wieder zum Erz zugeschlagen und gar nicht für sich durchgestochen, weil dieses beständige Zuschlagen auf die Kupferarbeit nachtheilig einwirken sollte, indem die Abzugkupfer dadurch sehr glimmerig wurden. Jedoch findet auch gegenwärtig selten ein Verschmelzen des Kupferbleisteins für sich statt, sondern derselbe wird immer wieder den Erzschnichten zugefügt, weil sich der Kupfergehalt nur in sehr geringem Maasse vermehrt und zum Theil ins Werkblei, von da in den Abzug und zuletzt in den Abzugstein übergeht, der dann zu Oker weiter auf Kupfer verarbeitet wird.

Siehe Anl. III. 31.

Bleisteinarbeit zur Sophienhütte. Der in Haufen von 700—800 Scherben etwa 6 Monate lang 3 Mal geröstete Bleistein wird in Schichten von 18 Scherben mit 2 Scherben Oberharzer Schlacken im Bleierzschmelzofen mit Zinkstuhlvorrichtung verschmolzen. Das Schmelzen unterscheidet sich vom Erzschnmelzen wenig, nur geht es etwas rascher, so dass eine Bleisteinschicht fast in derselben Zeit durchgesetzt wird, wie eine Erzschnicht (16 Scherben incl. Beschickung). Bei diesem Schmelzen fällt neben Werkblei und Kupferstein eine Speise, welche Gegenstand weiterer hüttenmännischer Behandlung ist (vid. 4. Kapitel).

Nach einem zehnjährigen Durchschnitte (1841—1850) sind jährlich von 1367 verarbeiteten Erzschnichten 2216 Scherben oder

pro Erzsicht 1,62 Scherben Bleistein erfolgt. 104 Schichten oder 1872 Scherben 3 Mal gerösteter Bleistein lieferten 216,1 Ctr. Werkblei, 790 Ctr. Kupferstein und 226 Ctr. Speise, bei einem Aufwande von 39 Malter Rösteholz, 98 Schock Waasen, 74,9 Karren Kohlen und 3003,7 Balgen Koks, oder pro Schicht 2,08 Ctr. Werkblei, 7,6 Ctr. Kupferstein und 2,2 Ctr. Speise mit 0,7 Karren Kohlen und 29 Balgen Koks.

Siehe Anl. II. 47 — 61.

Bleisteinarbeit zur Okerhütte. Aehnlich wie zu Sophienhütte wird hier der 2—3 Mal geröstete Bleistein zuweilen im Bleierzschmelzofen durchgestochen. Da indessen hierbei meist gar kein Werkblei, sondern nur ein speisiges Königskupfer erhalten wird, so geschieht das Schmelzen in der Regel im Kupfererzschmelzofen in Schichten von 12 Scherben geröstetem Bleistein, 1—2 Scherben gebrannten Schiefen und etwas Kupfererzschlacken.

Im Jahre 1849 sind verschmolzen:

1) in Bleiöfen: 36 Schichten = 648 Scherben gerösteter Bleistein mit 19 Karren Kohlen und 640 Balgen Koks, wobei 55 Ctr. bleiisches speisiges Königskupfer und 187 Ctr. Rohstein fielen.

2) in Kupferöfen: 255 Schichten = 3060 Scherben gerösteter Bleistein mit 103½ Karren Kohlen und 4310 Balgen Koks. Davon erfolgten 91 Ctr. Königskupfer und 823 Ctr. Rohstein mit 50—60 Pfd. Kupfergehalt. Diese Producte werden sämmtlich wie die gleichnamigen der Kupferarbeit behandelt.

Siehe Anlage I. Nr. 14.

Theorie der Bleisteinarbeit. Bei der Bleisteinarbeit zur Julius- und Sophienhütte finden dieselben chemischen Vorgänge statt, wie bei der Bleierzarbeit. Die Okersche Bleisteinarbeit weicht von der Kupferarbeit nur wenig ab, da sich der geröstete Bleistein wie ein angereichertes geröstetes Rammelsberger Erz verhält. Nur ein sehr geübtes Auge vermag die Steinschlacken von den Erzschlacken zu unterscheiden.

4. Kapitel.

Verarbeitung der Bleispeise.

Speisebildung. Speisen nennt man die Verbindungen des Arsens und Antimons mit Metallen, welche sich vorzüglich beim Verschmelzen gerösteter arsenhaltiger Nickel- und Kobalterze, arsen- und antimonhaltiger Kupfer- und Bleierze und Steine, so wie bei der Smaltebereitung etc. erzeugen.

Die Umstände, unter denen sie sich ausschliesslich bilden, sind noch nicht bekannt, da bei Hüttenprozessen, wo alle in den bekannten Speisen enthaltenen Stoffe anwesend sind, dennoch ihre Bildung öfters nicht eintritt, mögen die betreffenden Producte ungeröstet oder geröstet (z. B. antimonhaltige Ober-

harzer Schliege oder Bleisteine) verarbeitet werden. Selbst bei einem Nickel- und Kobaltgehalt der Erze, den man wohl für die Speisebildung besonders geeignet hält, bilden sie sich, wie z. B. zu Andreasberg, höchst selten oder gar nicht, während ihre Ablagerung zwischen Werkblei und Stein unter scheinbar denselben Umständen, z. B. am Unterharze, zu Freiberg etc. stattfindet. Zuweilen enthalten die Speisen, ähnlich wie die Eisensauen, Silicium und eine gewisse Menge von Schwefelmetallen beigemischt. Man sieht im Allgemeinen ihre Bildung nicht gern, weil sie gewöhnlich, bei Blei-, Silber- und Kupfergewinnungsprozessen fallend, einen Theil jener Metalle enthalten und zu deren oft sehr schwieriger Abscheidung Veranlassung geben. Unter Umständen, z. B. bei einem bedeutenden Nickel- und Kobaltgehalte, liefern sie jedoch ein werthvolles Material zur Darstellung dieser Stoffe und ihrer Verbindungen.

Bugutmachung der Speisen. Die Speisen werden entweder direct zur Darstellung von metallischem Nickel*) behuf der Argentanfabrikation benutzt, oder wenn sie einen hinreichenden Gehalt an Silber, Kupfer und Blei besitzen, zuvor auf diese Metalle verarbeitet. Gewöhnlich verbindet man dann mit der Abscheidung derselben eine Concentration des Kobalts und Nickels, wie aus den folgenden bekannt gewordenen Methoden zur Verarbeitung von Speisen, Erzen und sonstigen Producten auf Silber, Kupfer, Blei, Nickel oder Kobalt hervorgeht.

1) Zu Freiberg verschmilzt man
a. die im Annaberger Reviere mit Schwefel-, Arsenik- und Kupferkies, gediegen Wismuth, Wismuthglanz und viel erdigen Beimengungen vorkommenden silberhaltigen Nickel- und Kobalterze auf Speise, weil sie wegen ihres geringen Kobaltgehaltes nicht direct zur Smaltebereitung taugen. Dieselben enthalten im aufbereiteten Zustande 1 — 9 Prct. Kobalt, 1,5 — 10 Prct. Nickel und 25 — 36 Pfundtheile Silber. Zum Verschmelzen im Schacht-ofen bereitet man die Beschickung aus etwa $\frac{2}{3}$ kiesigen gerösteten und $\frac{1}{3}$ rohen möglichst schwefelfreien Erzen, und schlägt denselben Eisenfrischschlacken, Kalkstein und Flusspath zu. Die erfolgende Speise enthält neben den Arsenverbindungen des Nickels, Kobalts und Eisens Schwefelungen des Silbers, Kupfers, Bleies und Wismuths. Nach vorheriger Reinigung der Speise durch Umschmelzen im Flammofen mit 10 — 15 Prct. Potasche wird dieselbe auf Smalte benutzt und die dabei fallende Speise, nachdem das Silber durch Amalgamation ausgezogen, auf Nickel und Kobalt weiter verarbeitet.

Vortheilhafter geschieht das Verschmelzen der genannten Erze mit einem Zuschlag von 1 Theil Kalkstein und 3 Theilen

*) Ueber Nickelgewinnung aus Speise etc. siehe: Kerl, Oberh. Hüttenprozesse 1852 pag. 15. — Erdm., J. f. ökon. und techn. Chemie I, 409. — Karst., Arch. XVI, Heft 1. — Bgwfd. II, 369, 529. — Berg- und hüttenm. Ztg. 1845 pag. 801. — Dingl. XXII, 311; XXIII, 483.

Flussspath im Flammofen, wobei die Reduction des Eisenoxyds zu verschlackbarem Oxydul durch Hinzuthun von gepulverter Holzkohle oder Steinkohle herbeigeführt wird. Die Speise ist gleich so rein, dass sie an die Smaltefabriken abgegeben werden kann; das Wismuth setzt sich als metallischer König im Stechherd ab.

Raffinierte Nickelspeise von der Muldener Hütte wird zu 180 Thlr. der Centner ans Blaufarbenwerk abgegeben. 1 Pfund metallisches Nickel kostet zu Oberschlema 2 Thlr. 5 Ngr. Nach Cumenge (Ann. de min. 2. livr. de 1852. pag. 436) soll beim Rösten der Speise Wasserdampf zur Entfernung des Arsens und Antimons sehr förderlich sein.

b. Nickel- und kobalthaltige Dürrerze werden unverröstet entbleiet, indem man 35 Ctr. davon mit 65 Ctr. geröstetem Bleiglanz, 50 Ctr. zugebranntem Rohstein, 12 Ctr. Kalkstein, 3 Ctr. Schwerspath*) und den nöthigen Bleischlacken im Schachtofen verschmilzt. Die dabei erfolgende Speise, welche neben Nickel, Kobalt, Eisen, Antimon, Zink, Arsen und Schwefel auch Kupfer, Silber und Blei enthält, wird zur Anreicherung der beiden ersteren und zur Abscheidung der drei letzteren nutzbaren Metalle raffiniert. Die feingepochte und in einem Flammofen gut abgeröstete Speise wird mit 122 Prct. Rohschlacken, 12 Prct. Quarz, 10 Prct. Arsenikkies und 7 Prct. Schwefelkies im Schachtofen verschmolzen, wobei durch den Arsengehalt des Arsenkieses das Kobalt und Nickel gebunden und eine concentrirte Speise, so wie durch den Schwefelgehalt des Schwefelkieses ein Stein erzeugt werden soll, in welchem sich das Kupfer, Silber und Blei angesammelt hat. Bei Anwendung von Schachtöfen ist nicht zu vermeiden, dass sich viel Eisen reduciert und in die Speise geht, selbst wenn man den Zuschlagskies durch 7 Prct. Glaubersalz oder 8 Prct. Schwerspath ersetzt. Dieser Uebelstand tritt in weit geringerem Maasse beim Raffinieren der Speise im Flammofen ein.

Aehnlich wie die geröstete Bleispeise lassen sich andere kobalt-, nickel-, silber- und kupferhaltige Hüttenproducte, z. B. die Verblasenschlacken, Gaarschlacken u. dgl. zugutemachen. Die concentrirte Speise ist nicht ganz silberfrei und kann noch mittelst der Amalgamation oder der Augustinschen Extraction entsilbert werden. (Grützner, die Augustinsche Extraction, 1851. pag. 133. — Berg- und hüttenm. Ztg. 1849. Nr. 12. — Winkler, die Europäische Amalgamation. 1848. pag. 191.)

Dieses schon seit mehreren Jahren in Freiberg ausgeführte Verfahren zur Abscheidung des Nickels und Kobalts aus kupfer- und silberhaltigen Erzen und Producten ist im Wesentlichen

*) Wegen Mangels an kiesigen Erzen wird beim Rohschmelzen silberhaltiger Erze auf den Silberhütten des Altaischen Bezirkes Schwerspath zugeschlagen. (Bgwkd. 1853, pag. 1.)

dasselbe, welches von Vivian neuerdings (Berg- und hüttenm. Ztg. 1852. Nr. 50) vorgeschlagen worden.

2. Verblasen von Speise, wobei silberhaltiges Schwarzkupfer zurückbleibt und Schlacken entstehen, die beim reducirenden Schmelzen ausser metallischem Blei eine nickel- und kobaltreichere Speise geben. Verfahren am Unterharz (Bgwksd. IX, 326; XI, 138).

3. Verschmelzen von Steinen, die aus nickelhaltigen Erzen durch wiederholtes Rösten und Schmelzen im Schacht- oder Flammofen erzeugt sind, mit metallischem Arsen, wobei sich neben silberhaltigem Kupferstein concentrirte Speise bildet. Verfahren für nickelhaltigen Schwefelkies zu Dillenburg im Nassauischen (Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1852. pag. 192) und theilweise für nickelhaltigen Magnetkies zu Klefva in Schweden (Erdm., Journ. für pract. Chemie LIII. 242; LIV, 79).

4. Verschmelzen oxydierter Producte (gerösteter Speiskobalt etc.) mit Potasche, Quarz, Blei und Kohle, wobei sich Smalte und ein silber-, nickel-, arsen- und bleihaltiger Regulus erzeugt, welcher beim Saigern silberhaltiges Blei giebt und an Arsen gebundenes Nickel zurücklässt. Roschers Methode (Russegg., Reis. IV, 541).

Zugutemachung der Unterharzer Speise. Auf den Unterharzer Hütten erzeugen sich bei folgenden Prozessen Speisen:

- a. Beim Bleierzschmelzen, aber nur zuweilen (pag. 41).
- b. Beim Verschmelzen des kupferreichen Abzugs der Treibarbeit auf Werkblei und Kupferstein, aber nur in geringer Menge, so dass sie vom Stein nicht zu trennen ist.
- c. Beim Verschmelzen der Schlacken vom Verblasen der schlechten Kupfersorten, namentlich der Schlacken vom Verblausenschlackenschmelzen, und
- d. beim Durchstechen des gerösteten kupferigen Bleisteins, vorzugsweise zur Sophienhütte, wo melierte Erze verschmolzen werden.

Letztere Speise, welche in grösserer Menge fällt, ist allein Gegenstand einer hüttenmännischen Verarbeitung und besteht nach J. Ahrend aus:

Cu	Pb	As	Sb	Fe	Co	Ni	Ag	S
44,56	26,11	12,98	5,21	5,54	1,63	0,71	0,13	2,86

Sie wurde früher 10—12 Mal gelinde geröstet und durchgestochen, und diese Operation so lange wiederholt, bis der anfängliche Kobaltgehalt von 2 Prct. auf 4—5 Prct. gestiegen war, worauf man sie als concentrirte Speise, den Centner zu 12 Thlr., verkaufte.

Zur Gewinnung ihres nicht unbeträchtlichen Kupfer-, Silber- und Bleigehaltes hat man neuerdings folgenden Weg eingeschlagen, welcher besonders darauf beruht, dass sich Blei, Nickel und Kobalt früher verschlacken als Kupfer und Silber, und dass sich bei einem reducirenden Schmelzen der Schlacke, unter Abscheidung von Hartblei, wegen ihres Antimon- und

Arsengehalts eine concentrirte Speise bildet. 200 Ctr. Speise wurden auf Mergelherden in 4 Zumachen im Spleissofen verblasen, wobei sich anfangs eine strengflüssige Kruste (Abzug) bildete, nach deren Entfernung sich eine grünlich schwarze Schlacke erzeugte, die gegen Ende des Prozesses immer röther wurde, bis endlich Schwarzkupfer zurückblieb. Auf diese Weise erfolgten von obigem Speisequantum:

a. 57 Ctr. 90 Pfd. Schwarzkupfer mit $9\frac{1}{2}$ — $12\frac{1}{4}$ Loth Silber, welches vor dem Gaarmachen granuliert und durch Saigerung entsilbert wurde.

b. 53 Ctr. 16 Pfd. Abzug. Dieser lieferte beim reducirenden Schmelzen:

α. 11 Ctr. sehr unreinen Kupferstein, welcher mit dem ausgebrochenen Mergelherd weiter verarbeitet wurde, und

β. 23 Ctr. neue Speise mit 2,98 Prct. Kobalt und 0,46 Prct. Nickel.

c. 70 Ctr. 88 Pfd. grünlich schwarze Schlacke; gab beim reducirenden Schmelzen:

α. 16 Ctr. 75 Pfd. Antimonialblei zum Letternuss und

β. 19 Ctr. neue Speise mit 6,09 Prct. Kobalt und 0,86 Prct. Nickel.

d. 25 Ctr. 56 Pfd. rothe Schlacke, wovon beim reducirenden Schmelzen erfolgten:

α. 10 Pfd. Antimonialblei und

β. 7 Ctr. 65 Pfd. sehr kupferige Speise mit 4 Prct. Kobalt und nur sehr wenig Nickel.

e. 22 Ctr. 5 Pfd. Mergelherd, durch Kobaltoxyd zum Theil blau gefärbt, auf der Oberfläche aber sehr kupferig. Lieferte beim reducirenden Schmelzen unter Zuschlag der sub b α bezeichneten 11 Ctr. Kupferstein:

α. 6 Ctr. guten Kupferstein,

β. 2 Ctr. 70 Pfd. Antimonialblei und

γ. 17 Ctr. neue Speise mit 4,39 Prct. Kobalt und 0,66 Prct. Nickel.

Die Resultate dieses Verfahrens sind in ökonomischer Beziehung sehr zufriedenstellend ausgefallen; man hat den grössten Theil des Silbers, Kupfers und Bleies gewonnen und gleichzeitig den Kobaltgehalt in den neuen Speisen erhöht, wobei jedoch von in den vorgelaufenen 200 Ctr. enthaltenen 326 Pfd. Kobalt nur 287,41 Pfd. wieder gewonnen sind, also 38,59 Pfd. Verlust stattgefunden haben. Eine Anreicherung des Nickels in der Speise hat nicht stattgefunden, was wohl in der schon von Lampadius (Fortschr. 1839. pag. 139) beobachteten Thatsache seinen Grund hat, dass sich Nickel wegen seiner schweren Oxydierbarkeit durch Verschlacken nicht vollständig vom Kupfer trennen lässt. (Bgwfd. IX 326, XI 138.)

Weit weniger umständlich und eine bessere Scheidung der genannten Metalle zulassend ist das Freiburger Verfahren, welches jedoch am Unterharze wegen Mangels an Arsenikkies

bislang noch nicht ausgeführt ist. Vorausgesetzt, dass die Bestandtheile einer Speise Nickel, Kupfer, Eisen und Schwefel sind, so bestimmt der Eisengehalt ihren Werth zur Nickelfabrikation und genügt es deshalb nach Bredberg (Erdm., Journ. für pract. Chem. LIV, 81) für den merkantilischen Zweck, nur den Eisengehalt mittelst einer einfachen Methode zu bestimmen, wo dann nach Abzug des beinahe constanten Schwefelgehaltes (Erdm., Journ. für ökon. und techn. Chemie V, 237) = 26 Prct. die Summe des Kupfer- und Nickelgehaltes übrig bleibt. Man setzt zur Speiselösung Aetzammoniak, wobei das Eisen vollständig ausgefällt wird, Nickel und Kupfer aber in Lösung gehen und nach bekannten Methoden getrennt werden können. Durch etwa dreimaliges Wiederauflösen und Fälen des Eisens durch Ammoniak befreit man dasselbe von zurückgebliebenem Nickel und Kupfer.

Ueber die Verarbeitung der Unterharzer Speise siehe Anlage IV.

5. Kapitel.

Abtreibearbeit.

Allgemeines. Man unterscheidet ordinaire Treiben und Reich-, Saiger- oder Kupfertreiben, je nachdem Werke von der Blei- oder Kupferarbeit zur Verarbeitung kommen. Werden dieselben auf einer passenden Unterlage einem oxydierenden Schmelzen (Abtreiben) unterworfen, so verwandeln sich alle Metalle, ausser Silber und Gold, in Oxyde, während eine Legierung dieser beiden Metalle mehr oder weniger unreinigt zurückbleibt. Je nach den verschiedenen Perioden des Abtreibeprozesses und der Unreinheit der Werke haben die gebildeten Oxyde (Abzug, Abstrich, Glätte) eine verschiedene Zusammensetzung und erzeugen sich in relativ verschiedenen Mengen.

Die Treibwürdigkeit eines Werkbleies hängt von dem Preise des Brennmaterials und den Arbeitslöhnen ab. Selbst bei dem billigsten Brennmaterial sind einlöthige Werke wohl nicht mehr treibwürdig.

Treibofen. Die Treiböfen (Taf. I Fig. 8 — 11) sind kreisrunde Gebläseflämmöfen mit unbeweglichem Herde. Die Erbauung derselben geschieht auf die Weise, dass man zunächst 4' tief in die Hüttensohle das Fundament *a* von Bruchsteinen baut, und darauf das den Feuer- und Schmelzraum umgebende Raughgemäuer *c* setzt. Dieses beginnt bei $11\frac{1}{2}'$ Dicke und 5' Höhe einige Fuss links vom Glättloche *d*, zieht sich in ringförmiger Gestalt bis zum Blechloch (grossen Schürloche) *e*, sinkt daselbst bis auf 3' 3" Höhe, läuft in dieser Höhe 4' 9" ringförmig fort, erhebt sich wieder bis auf 5' und geht in dieser

Höhe bis zu den Kannen *g* hin, wo es auf 3' 5" fallend sich 5' hinzieht und zuletzt bei einer Höhe von 5' 6" dem Mauerwerk des Windofens *h* sich anschliesst, welches bei 6' 9" Höhe eine rectangulaire Gestalt hat. Innerhalb dieses Mantels bringt man auf dem Fundamente 4 Grundabzüge *b* von 8" Höhe und 1 Fuss Breite an. Ihre 6" geneigte Sohle ist mit Thon ausgestampft, damit durch den Herd in dieselben dringendes Werkblei abfliessen kann. Hauptsächlich dienen sie zur Abführung der Feuchtigkeit. Sie werden locker mit Schiefeln zugelegt, dann der ganze innere Raum mit einer Schlackennlage *p* überdeckt, welche in der Mitte 2' 1" Höhe über der Hüttensohle hat und nach den Seiten hin einige Zoll ansteigt. Dieser Schlackenherd wird von einer ringförmigen vertikalen Mauer eingeschlossen, auf welcher die gemauerte unbewegliche Kuppel 6' 3" im Lichten über dem Schlackenherde ruht. Gleichzeitig mit dieser Mauer führt man auch die Scheidewand zwischen Windofen und Schmelzraum, die sogenannte Brücken- oder Balkenmauer *k* (14" dick und 3' 8" hoch) von der Hüttensohle auf. In der Haube lässt man verschiedene Oeffnungen, nämlich neben dem Windofen das Glättloch *d* von 14" Breite und 2' 3" Höhe; dem Windofen gegenüber das mit einem an einer Krahnvorrichtung aufgehängten Bleche versehene grosse Schürloch *e* von 2' 9"—11" Breite und 2' Höhe. In der Mitte der hintern Seite befinden sich 1" höher als die Blechöffnung und 18" von einander die beiden Kannenöffnungen *g* von 6" Breite und 2" Höhe, welche die Kannen von 10" Länge und 2" vorderem Durchmesser aufnehmen und so convergieren, dass ihre Verlängerungen sich im Mittelpunkt des Herdes treffen. Um den durch die Kannen eingeblasenen Wind stellen zu können, hängt man von dieselben bewegliche eiserne Scheiben (Klippen) von 3—4" Durchmesser, welche an eisernen Stangen (Angeln) hängen, die durch Oeffnungen über den Kannen eingesteckt werden. Oben in der Haube befindet sich eine mit einem Deckel versehene Oeffnung *m* von 11½' Durchmesser. Nachdem die Haube vollendet ist, setzt man auf den Schlackenherd den Steinherd *q*, indem man Barnsteine auf die längere schmale Seite ohne Bindemittel dicht neben einander stellt, so dass sie in der Mitte 5" niedriger liegen als am Rande.*) Den Kannen gegenüber, zwischen Glätt- und Blechloch, wo die grösste Hitze herrscht, verstärkt man den Kranz durch eine 2—3' hohe Barnsteinmauer (Höllensteinmauer *s*), welche allmählig nach oben ausläuft. Zuletzt wird neben dem Herdraume der Windofen aus Bruchsteinen 6' 9" hoch, 5' breit und 10' 6" lang aufgeführt.

*) Zu Freiberg hat man in neuerer Zeit in dem Treibofen eine Charmottsohle eingestampft, welche mit einigem Fall nach einem Stiche zu geneigt ist, um ein etwa durchgehendes Treiben aufzufangen. Auf diese Sohle wird die Treibesohle aus Kalkmergel geschlagen.

Derselbe wird durch den aus 6" starken und 3' 3" langen Eisenstäben (Traillen) gebildeten Rost *t* in 2 Theile getheilt, den Feuerraum und Aschenfall. Ersterer von 7' 5" Länge und 2' Breite steht durch das 22 □" haltende Schürloch *i* mit Aussen und durch das 5' lange und 1' 5" hohe Flammloch *l* mit dem inneren Herdraume in Verbindung. Der Aschenfall von 3' 3" Höhe hat zur Seite eine 3' breite und 13/4' hohe Oeffnung zum Ausziehen der Asche.

Brennmaterial und Windzuführung. Das Brennmaterial besteht aus lannenen Astbündeln (Waasen, Wellholz) und die Windzuführung geschieht continuierlich durch ein Cylindergebläse, welches bei 13/8" Düsen-Durchmesser und 14" Pressung pro Minute etwa 176 Cubikf. Luft liefert.

Perioden des Abtreibens. Die Abtreibearbeit selbst zerfällt in folgende Perioden:

1. Das Herdschlagen. Die feuerfeste Unterlage für das abzutreibende Werkblei besteht auf Juliushütte aus einem gepochten und durch ein Sieb mit 64 Löchern pro □" geworfenen Gemenge von 6 Himten à 1 Cubikf. 470 Cubikzoll Astfelder, 12 Himten Langelsheimer (zu Oker 22—26 Himten Langelsheimer) und 3 Himten Herdmergel, einem schon beim vorigen Treiben gebrauchten Mergel, der nicht von Bleioxyd durchdrungen wurde.

Die ersten Versuche, Mergel statt der Asche anzuwenden, sind im Jahre 1828 gemacht; schon 1813 waren die Mergelherde zu Tarnowitz in Anwendung, seit 1815 in Freiberg.

Die am Unterharze, hauptsächlich im öbern Pläner vorkommenden und auf den Harzer Hütten angewandten Treibmergel habe ich, wie folgt, zusammengesetzt gefunden (berg- und hüttenm. Ztg. 1853 Nr. 15, pag. 241):

	I.	II.	III.	IV.
SiO ²	21,22	14,34	21,39	23,06.
Al ² O ³	6,41	3,44	5,30	9,17.
Fe ² O ³	4,04	3,69	3,72	3,21.
CaO, CO ²	66,14	77,05	68,28	62,35.
MgO, CO ²	2,22	2,12	0,81	1,44.
	100,03	100,64	99,50	99,23.

I. von Mackensen. II. von Bosse. III. Kalkmergel von Melcher. IV. Thonmergel von Melcher.

Der frische Mergel wird Tags zuvor gleichmässig und so stark mit Wasser (mit etwa 2 Eimern) angefeuchtet, dass er sich in der Hand ballen lässt, ohne zu kleben, hierauf durch ein Sieb mit 4 Löchern pro □" geworfen und vom Rande aus in concentrischen Kreisen bis zur Mitte des Steinherdes aufgetragen, und zwar am Rande stärker (16—18") als in der Mitte (8"), nachdem man zuvor auf dem Steinherde eine Lage Herdmergel ausgebreitet hat. Auch macht man die Hölle, den zwischen Glätt- und Blechloch den Kannen gegenüber gelegenen Theil, steiler als die unter den Kannen befindliche Parthie, um ein Hängenbleiben von Silberkörnern an ersterem und ein Entblößen von Glätte an letzterem zu vermeiden.

Sodann wird der Herd von der Mitte aus in spiralförmigen Bogen mittelst runder, unten ebener, hölzerner Kolben von 6—7" Durchmesser in der Weise bis zum Rande festgestampft, dass jeder neue Stoss den vorhergehenden zur Hälfte trifft, der Rand aber noch mit hölzernen Kleppern festgeschlagen.

Sind mittelst eines eisernen Bügels (Schrappe) alle Unebenheiten des Herdes beseitigt und die gehörige Form und der richtige Fall von den Seiten nach der Mitte zu vorhanden, so wird der Herd noch einmal übergestossen und während dieser Zeit im Glättloche die Brust aus stark mit Herdmergel versetztem frischen Mergel recht fest und 2—3" höher aufgestampft, als demnächst der Metallspiegel zu stehen kommt. Sodann wird in der Mitte des Herdes eine kreisrunde Vertiefung von 14—16" Durchmesser und $\frac{1}{8}$ — $\frac{1}{4}$ " Tiefe (Blickspur) zur Ansammlung des Silbers ausgeschnitten und diese mit einem platten eisernen Hammer glatt geklopft.

Die Anwendung der Mergelherde statt der Aschenherde geschah hier früher, als am Oberharze, und waren damit die in Kerls Beschreibung der Oberharzer Hüttenprozesse pag. 127. angegebenen Vortheile verbunden.

2. Einsetzen des Werkbleies. Von dem jedesmaligen Einsatze von 180 Ctr. Werken durchs Blechloch werden $\frac{3}{5}$ vors Flammenloch, $\frac{1}{5}$ in die Hölle und $\frac{1}{5}$ vor die Kannen mit der Vorsicht gesetzt, dass man den Herd nicht beschädigt. Die unmittelbar den Herd berührenden Stücke müssen eine möglichst ebene Grundfläche haben, damit derselbe keine Eindrücke erhält, in welche sich demnächst Silberkörnchen setzen können.

3. Einfeuern der Werke. Nach dem Verschliessen der in der Kuppel befindlichen Oeffnung mit einem eisernen Deckel und des Blechloches mit einer eisernen Thür bis auf etwa 6" Höhe beginnt die Feuerung. Nach 3—4 Stunden ist das Einschmelzen geschehen und es bildet sich auf der Oberfläche des Metallbades eine schwärzlich graue Masse (Abzug), mit deren Entfernung

4. die Abzugsperiode beginnt. Der Abzug enthält: PbO , gemengt mit CuO ; Fe^2O^3 ; NiO ; CoO ; AgO ; 3Pb , SbO^5 ; 3PbO , AsO^5 ; PbO , SO^3 ; Pb^2S ; Pb^4S ; FeS , mechanisch eingemengtes Werkblei, Herdmasse und ausserdem alle Unreinigkeiten, welche beim Auskellen der Werke aus dem Stechherde in dieselben gekommen sind. Er wird, sobald er eine dunkelkirschrothe Farbe angenommen hat, mittelst eines am 18—20' langen Glättspiesse befestigten, 8—10" langen und 3—4" im Durchmesser haltenden Holzes (Streichholz) vom Metallbade über die Brust durchs Glättloch abgezogen, und beim Wegbringen von der Hüttensohle das beigemengte Werkblei ausgehalten und dem Treiben wieder zugesetzt.

5. Abstrichperiode. Nach Entfernung des Abzuges lässt man das Gebläse bei gleichzeitig starker Feuerung an,

worauf sich bald auf der Oberfläche eine schwärzlich braune schlackige Masse (Abstrich) bildet, welche ausser Schwefelungen dieselben Bestandtheile enthält, als der Abzug, jedoch PbO ; 3PbSbO_5 und 3PbO , AsO_5 vorwaltend. Dieselbe wird unter Einwerfen von feuchter Kohlenlösch durchs Glättloch, wodurch die Operation befördert wird, vom Metallbade wiederholt abgezogen, nachdem man dem Gebläse zuvor immer wieder Gelegenheit zu ihrer Bildung gegeben hat.

Verschwindet beim Abziehen die dem Abstrich eigenthümliche zähe schlackige Beschaffenheit und geht sie in einen kurzen heissgrädigen Zustand über, fliesst die Masse nicht mehr ganz dünn bis auf die Hüttensohle, sondern erstarrt schon an der Brust und geht die dunkle Farbe immermehr in Gelb über, so ist dies ein Zeichen, dass die fremden Oxyde entfernt sind und reines Bleioxyd (Glätte) sich bildet, womit

6. die Glätteperiode*) eintritt. Man lässt die Temperatur etwas sinken, schneidet in die Brust eine Rinne (Glättgasse) zum Abfluss der durch das Gebläse hierher getriebenen Glätte ein und legt auf die Gasse ein 2—3' langes, etwa 3" starkes Astholz (Glättbrand), damit die Glätte zum Abfliessen hinreichend flüssig bleibt, ohne dass hierzu dem Treiben eine zu starke Hitze gegeben zu werden braucht,

Zur Erlangung eines möglichst günstigen Resultats kommt es in dieser Periode besonders auf richtige Feuerung, Führung des Windes und der Glättgasse an.

Die Feuerung muss anfangs gelinder, als gegen das Ende dieser Periode geführt werden. Bei zu hoher Temperatur saugt der Herd unter starkem Blasenwerfen (Herd drang) zu viel Blei und Silber ein, auch entsteht eine starke Verflüchtigung dieser Metalle und ein öfteres zu Störungen und unregelmässigem Gange der Arbeit Veranlassung gebendes Ausfressen der Glättgasse; bei zu niedriger Temperatur geht der Prozess langsam und es entstehen silberreiche Glätten. Kurz vor dem Abblicken erstarrt die immer strengflüssiger werdende Legierung leicht, in welchem Falle sie durch anhaltendes Feuern bei abgestelltem Gebläse wieder in Fluss gebracht werden muss.

Die Windstrahlen müssen zu Anfang in entgegengesetzter Richtung von den Kannen wegblasen; gegen das Ende nimmt man die Klappen vor den Kannen weg und lässt abwechselnd aus je einer Kanne den Wind zuströmen.

Die Führung der Glättgasse muss so geschehen, dass ein wenigstens 6—8" breiter Glättrand bis einige Stunden

*) So lange nicht das Antimon in den Abstrich gegangen ist oder sich verflüchtigt hat, findet keine vollkommene Glättebildung statt, weil sich das Blei nicht früher oxydiert, als ersteres. Hieraus erklärt sich die lange (6—8tägige) Dauer der Treiben auf den Hütten im Siegenschen und Nassauischen, wo man den bedeutenden Antimongehalt des Werkbleies nur durch ein anhaltendes, nicht zu scharfes Feuer durch Verdampfung und Verschlackung zu entfernen vermag.

vor dem Blicken vorhanden ist, weil, wenn dieser schmaler wird, leicht Werkblei mit ausfliesst und Silberkörner auf dem Herd stehen bleiben. Das Verschwinden des Glättrandes (das Rauben) hat zuweilen darin seinen Grund, dass lose Stellen im Herde die Glätte begierig einsaugen. Findet diese Erscheinung kurz vor dem Blicken statt, so veranlasst sie ein sogenanntes Fingern des Silbers, d. h. ein Auseinanderlaufen desselben, wodurch das Blicksilber unansehnlich wird. Durch Aufstreuen einiger Löffel voll Glätte auf die zertheilte Masse bringt man sie wieder zur Vereinigung. Wird der Glättrand zu breit, so geht, weil die Gebläseluft nur auf eine kleinere Oberfläche des Metallbades einwirken kann, viel Zeit und Brennmaterial verloren, und durch das erforderliche stärkere Erhitzen der Glätte findet ein grösserer Bleiverlust statt. In ersterem Falle muss die Glättgasse durch einen Mergeldamm einige Zeit geschlossen, in letzterem die Gasse vertieft oder noch eine zweite eingeschnitten werden.

Die auf die Hüttensohle fließende Glätte bildet sich etwa alle 4 Stunden zu Batzen von 30 Ctr., so dass man gewöhnlich 120 Ctr. Glätte in 5 Batzen von 1 Treiben gewinnt.

Nachdem das Treiben 26—32 Stunden gedauert hat, so reicht, nachdem das Blei zum grössten Theile abgeschieden ist, die sich bildende Glätte nicht mehr hin, die Oberfläche des Silbers völlig zu bedecken. Es zieht sich fortwährend eine netzartige Haut über das Metallbad (das Blumen) und endlich tritt

7. die Periode des Blickens ein; es zieht sich von der Hölle nach dem Gebläse zu das letzte Glättehäutchen über das flüssige Silber, wobei zuweilen ein Farbenspiel oder ein rother Schein beobachtet wird. Man öffnet dann das Loch in der Kuppel, kühlt das Silber anfangs mit heissem, dann mit kaltem Wasser ab, hebt den Silberkuchen, im Gewicht von 34—42 Mark, mittelst des Glättspiesses aus dem Ofen, reinigt denselben durch Abwaschen und Bepicken mit einem spitzen Hammer und schreitet endlich

8. zum Ausbrechen des Mergelherdes, nachdem der Ofen erkaltet ist. Derselbe wird mit Fäusteln zerschlagen, mit Keilhauen ausgehoben, auf Silberkörner und Silberwurzeln untersucht, und der von Bleioxyd durchdrungene Theil von dem unteren gläddfren separiert.

Producte vom Abtreiben. Beim Abtreiben resultieren folgende Producte:

1. Blicksilber mit 15 Loth bis 15 Loth 6—8 Grän Feingehalt und $\frac{3}{4}$ Grän Gold pro Mark. Enthält ausserdem noch etwas Blei, Wismuth, Antimon, Arsen etc. Der Wismuthgehalt pflegt bedeutend zu sein, wenn das Blicksilber mit einem firnisähnlichen schwärzlich grünen Ueberzug versehen ist. Es ist nicht zweckmässig, dem Silber eine grosse Feine zu geben, weil sonst der Aufwand an Brennmaterial beim Feinbrennen

erhöht wird und bei fortgesetztem Treiben an verschiedenen Punkten des Herdes Luftblasen entstehen, welche Silbertheilchen in die Höhe reissen. Kommt zur Goldscheidung.

2. Glätte mit 86—90 Pfd. Blei und $\frac{1}{16}$ Loth Silber im Ctr. Sie wird theils als rothe Kaufglätte in den Handel gegeben, theils als gelbe Glätte verfrischt und theils bei den Kupferarbeiten verbraucht.

Die letzte Glätte von einem Reichtreiben enthielt nach Fr. Ulrich:

PbO.	BiO.	AgO.	CuO.	SiO ³ .	Summa.
58,13.	35,25.	0,71.	0,28.	3,75.	98,82.

3. Abstrich mit 74—90 Pfd. Blei und $\frac{1}{8}$ — $\frac{3}{8}$ Loth Silber. Der erste Abstrich hält etwa 80—82 Pfd. unreines Blei, 4—6 Pfd. Antimon und $\frac{1}{2}$ — $\frac{3}{4}$ Loth Silber, der letzte etwa 80 Prct. Blei und wenig Antimon. Wird theils für sich auf Hartblei verfrischt, theils auf die Bleierzschichten vorgeschlagen.

4. Abzug mit 74—88 Pfd. Blei und $1\frac{1}{2}$ — $3\frac{1}{2}$ Loth Silber. Wird auf Werkblei und kupferhaltigen Stein verschmolzen.

5. Herd mit 65—85 Pfd. Blei und $\frac{1}{8}$ — $\frac{1}{4}$ Loth Silber, geht ins Bleierzschmelzen oder ins Kupferfrischen zurück.

6. Krätz und unreine Glätte, wird auf die Bleierzschichten vorgeschlagen.

Siehe Anlage I. 12; II. 12; III. 33.

Ausweis. Die relative Menge der beim Abtreiben fallenden Producte ist je nach dem Ursprung der Werke verschieden, wie aus der folgenden Zusammenstellung hervorgeht:

Productenerfolg von 180 Ctr.

Bleierzwerken		Bleisteinwerken		Abzugswerken		Saigerwerken	
Gehalt an		Gehalt an		Gehalt an		Gehalt an	
Ctr.	Pb.	Ctr.	Pb.	Ctr.	Pb.	Ctr.	Pb.
Abzug von Juliusütte	20						
„ „ Sophienhütte	32-42	21	70		80	—	—
„ „ Okerhütte	30-40	3-3½	84	28	74	8-11	88
Abstrich von Juliusütte	5	2¼	85	—	85	—	—
„ „ Sophienhütte	5-6	1½	85	6	80	—	—
„ „ Okerhütte	5-6	1½	80	—	77	—	—
Rothe Glätte von Juliusütte	38	1½	89	—	—	—	—
„ „ Sophienhütte	—	1½	—	—	—	—	—
„ „ Okerhütte	2	—	—	—	—	—	—
Gelbe Glätte von Juliusütte	102	1½	90	—	88	—	—
„ „ Sophienhütte	120-128	1½	89-90	132-135	150	150-153	89
„ „ Okerhütte	118-130	1½	87	—	148	150-152	88
Herd von Juliusütte	20	1½	67	—	20	—	68
„ „ Sophienhütte	20-22	1½	70	20-22	70	20-22	70
„ „ Okerhütte	25-29	1½	65	—	66	29-31	67
Krätze und unr. Glätte von Juliusütte	2	1½	86	—	87	—	—
„ „ Sophienhütte	—	1½	88	2	89	—	—
„ „ Okerhütte	—	—	—	—	—	—	—
Blicksilber von Juliusütte	36-40 Mark	—	—	—	34 Mark	—	—
„ „ Sophienhütte	40-42 Mark	—	—	42-45 Mark	38 Mark	—	—
„ „ Okerhütte	38 Mark	—	—	—	33-36 Mark	42 Mark	—

Auf ein Treiben gehen bei einem Aufwand von 28—34 Stunden Zeit 24 Himten Mergel und $7\frac{1}{2}$ — $8\frac{1}{2}$ Schock Waasen. Vor jedem Ofen arbeitet 1 Treiber und 1 Schürknecht. Ersterer bekommt für 100 Ctr. zu vertreiben 2 Thlr. 6 Ggr. 7 Pf., letzterer 23 Ggr. 4 Pf., ausserdem werden fürs Sieben und Anmengen des Mergels noch pro Treiben 7 Ggr. bezahlt. Für das Abwägen sämtlicher Producte erhält der Glättwäger pro Ctr. 1 Pf.

In den Jahren 1848—1851 fielen zu Ocker durchschnittlich von in $11\frac{1}{3}$ Treiben verarbeiteten $2026\frac{2}{3}$ Ctr. Werken bei einem Aufwande von 96 Schock Waasen: $427\frac{1}{3}$ Mark Silber, $16\frac{1}{3}$ Ctr. Kaufglätte, 1364 Ctr. Frischglätte, $418\frac{1}{3}$ Ctr. Abzug, $318\frac{2}{3}$ Ctr. Herd und $68\frac{1}{2}$ Ctr. Abstrich; oder in 1 Treiben von 178,81 Ctr. Werken mit 8,47 Schock Waasen: 37,71 Mark Silber, 1,44 Ctr. Kaufglätte, 120,35 Ctr. Frischglätte, 36,91 Ctr. Abzug, 28,11 Ctr. Herd und 6,03 Ctr. Abstrich.

Am ganzen Unterharze werden jährlich etwa 18,000 Ctr. Werke vertrieben, wobei incl. des Frischens ein Bleiverlust von 13 Prct. stattfindet.

Anhang.

Versuche, das Werkblei nach Pattinsons Krystallisierungsmethode anzureichern.

Pattinsons Krystallisierungsmethode ist seit dem Jahre 1833 in England in Anwendung. Bei dem geringen Silbergehalt der Englischen Bleiglanze musste man das Silber früher im Kaufblei lassen, da dasselbe bei Erzen unter 20 Unzen Silbergehalt per Tonne*) kaum mit Vortheil gewonnen werden konnte, während man bei Pattinsons Verfahren noch bei einem Silbergehalt von 3 Unzen per Tonne Erz (etwas weniger als $\frac{1}{3}$ Loth im Ctr.) auf die Kosten kommen soll. Am häufigsten wird Werkblei mit $\frac{1}{2}$ —1 Loth Silber diesem Prozess unterworfen und dabei 4—8 Kessel angewandt.

Derselbe besteht darin, 50—100 Ctr. Werkblei auf einmal in einem Kessel einzuschmelzen und diesen einige Zeit abkühlen zu lassen. Es beginnt alsdann im Innern der Bleimasse eine Ausscheidung von silberärmern Bleikrystallen, welche mit einer durchlöcherten Kelle bis zu einem gewissen Quantum ausgeschöpft werden, wonach eine silberreiche Mutterlauge zurückbleibt. Durch Wiederholung des Prozesses mit beiden Producten kann man die Krystalle bis auf $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{2}$ Unze ($\frac{10}{1000000}$ Prct.) Silber herabbringen und die Mutterlauge auf 200—400 Unzen (24—48 Loth im Ctr.) anreichern. Das arme Blei ist Handelswaare, das Reichblei wird abgetrieben.

Eine gänzliche Trennung des Silbers vom Bleie ist schwierig; letzteres hält immer Silber zurück, ob in chemischer Verbindung oder als mechanische Beimengung von einem Theil des Silberbleigemisches, ist schwer zu

*) 1 Tonne = 20 Centner = 1014,94 Kilogr.

1 Centner = 112 Pfund = 50,747 „

1 Pfund = 16 Unzen = 0,4531 „

1 Unze = 0,0283 „

10 Unzen Silber in der Tonne sind etwa $1\frac{1}{3}$ Loth im Centner.

entscheiden. Auch zeigt sich bei diesem Prozesse die auffallende, noch nicht erklärte Erscheinung, dass in einem geschmolzenen Metallgemisch das leichtflüssigere Metall zuerst erstarrt und sich von der noch flüssigen Masse des strengflüssigeren Metalles trennt. Nach Karsten (dessen Archiv 2. Reihe XXV, 189) wird dieser auffallende Erfolg ohne Zweifel noch zur Deutung mancher geognostischen Probleme dienen können. Diesem Verhalten zufolge kann es nach Bunsen (Pogg Ann. Bd. 84 pag. 202) nicht auffallend erscheinen, wenn ein ursprünglich homogen geschmolzenes Thonerde und Eisenoxydul haltiges Gestein im Anfange des Erstarrens reicher an Eisenoxydul und ärmer an Thonerde, später bei weiterem Festwerden aber reicher an Thonerde und ärmer an Eisenoxydul wird.

Ausser dass man mittelst des Pattinsonschen Prozesses geringe Mengen Silber nutzbar machen kann, ist er mit dem Vortheil verbunden, dass das entsilberte Blei reiner und werthvoller wird und im Vergleich zum Abtreibeprozesse der Bleiverlust (und mit diesem zugleich der Silberverlust), welcher etwa zu 7—8 Prct. anzunehmen ist, im Ganzen unter 2 Prct herabgedrückt wird, obgleich beim Abtreiben des Reichbleies mindestens 5 Prct. Abgang entstehen. An Brennmaterial wird nach Tunner gegen das Treiben nichts gewonnen, der Arbeitslohn ist etwas geringer und die Regie wird kleiner. Der Englische Bleihüttenmann arbeitet im Ganzen mit mehr Brennmaterial, aber mit geringern Metallabgängen als der Deutsche. Man bedarf beim Pattinsonschen Prozess, wegen seiner Einfachheit, nur kräftiger Arbeiter.

Nach Tunner (dess. Jahrb. 1852 II, 149) sind auf der Pantherbleihütte bei Bristol im Jahre 1850 mit 6 Kesseln an 20,566 Ctr. Blei mit 19,303 Loth Silber (also mit 0,9 Loth pro Ctr.) auf 24löthiges Reichblei verarbeitet, wovon 14,481 Loth Feinsilber erfolgten. An Verkaufsblei wurden 20,165 Ctr. mit 296 Loth Silber abgeliefert. Zur Kesselheizung giengen 9770 Ctr. und zum Abtreiben des Reichbleies 400 Ctr. Steinkohlen. Der Bleigehalt der Glätte ist im Verkaufsblei zurückgerechnet.

Schon vor längerer Zeit hat man auf den Oberharzer Hütten versucht, Werkblei mit 4-5 Loth Silbergehalt im Centner durch Krystallisation anzureichern; die Versuche scheinen jedoch an der Unreinheit der Werke, an der Langwierigkeit des Prozesses und auch wohl an dem zu geringen Quantum in Arbeit genommener Werke gescheitert zu sein (Kerl Oberh. Hüttenpr. pag. 147). Auch zu Freiberg (Jahrb. f. d. Sächs. Berg- und Hüttenmann, 1839 pag 108), zu Lohe im Siegenschen u. a. a. O. sind aus ähnlichen Ursachen früher unternommene Versuche nicht fortgesetzt. Nachdem aber zur Kenntnis gekommen, dass man anderwärts z. B. in England, Marseille, Stolberg bei Aachen etc. unreine Werkbleie dadurch zur Affination vorbereitet, dass man dieselben längere Zeit in einem Zugflammosen flüssig erhält, wobei die Unreinigkeiten als Kruste obenauf gehen, so sind die Versuche mit zuvor im Treibofen entabstrichten Werken wieder aufgenommen und gegenwärtig zur Okerhütte und Altenauer Hütte im Gange.

Die Anwendbarkeit dieses Prozesses für die Unterharzer Werkbleie ist bei ihrer Unreinheit kaum zu erwarten, wenn man die Kosten der Reinigung und den bedeutenden Erfolg an Abgängen im Treibofen in Rücksicht zieht. Der erste mit 200 Ctr. angestellte Versuch hat wegen zu geringer in Arbeit genommener Masse keinen gehörigen Abschluss gegeben und wird deshalb derselbe mit 1000 Ctr. wiederholt. Nach Tunner ist der Prozess dann nur vortheilhaft, wenn man grosse Quantitäten Werkblei gleichzeitig in Arbeit nimmt, weil erstens nur bei einer grössern Quantität geschmolzenen Bleies der Uebergang aus dem flüssigen Zustande in den festen so langsam erfolgt, dass die erforderliche Zeit bleibt, um die zuerst durch Krystallisation fest werdenden silberarmen Bleitheile von der übrigen noch flüssigen Masse durch Ausschöpfen entfernen zu können; zweitens soll man nicht allein mit ein und demselben Kessel, nachdem er mit seiner

Umgebung einmal erhitzt ist, längere Zeit fortarbeiten können, sondern man muss gleichzeitig mit mehreren neben einander befindlichen Kesseln zu manipulieren im Stande sein, damit das zwar nicht mehr flüssige, aber noch heisse Blei gleich von einem in den andern Kessel geschafft werden kann.

Zur Altenauer Hütte hat man im Treibofen gereinigte 4-5löthige Werke mit 3 Kesseln bis zu $\frac{1}{14}$ Loth entsilbert und Reichblei von 18-20 Loth Silbergehalt dargestellt. Das entsilberte Blei war fast chemisch rein. Der Versuch war jedoch in zu kleinem Maassstabe angestellt, um ein sicheres Anhalten in ökonomischer Hinsicht zu geben, und besonders trug zu dem nicht ganz günstigen Abschluss die Reinigung der Werke im Treibofen bei, indem dabei ein bedeutender Bleiverlust durch Verflüchtigung und Glättebildung, so wie ein nicht geringer Waasenverbrauch stattfand. Seitdem man aber gefunden, dass die Werke ohne vorherige Reinigung gut krystallisieren oder sich, wie dies zu Ramsbeck bei Meschede im Regierungsbezirk Arnsberg geschieht, einfach dadurch reinigen lassen, dass man frische Holzknüppel in das flüssige Blei taucht, wobei die Unreinigkeiten auf die Oberfläche gehen, so ist alle Hoffnung vorhanden, dass der Pattinsonsche Prozess auch auf den Oberharzer Hütten Vortheile gewähren wird, und geht man damit um, denselben zur Frankenschanner Hütte bei Clausthal current einzuführen, wie solches bereits in Freiberg geschehen ist. Ob und in wie weit der Pattinsonsche Prozess sich mit der Parkesschen Entsilberungsmethode für das angereicherte Werkblei durch Zink vortheilhaft verbinden lassen wird, ist noch durch Versuche zu entscheiden. Es dürfte dabei der von E. Kast (Berg- u. hüttenm. Zeitung 1853 Nr. 47, p. 835) vorgeschlagene Apparat alle Berücksichtigung verdienen.

6. Kapitel.

Glättfrischen.

Allgemeines. Nur zur Herzog Julius- und Frau Sophienhütte findet das Verfrischen eines Theils der beim Abtreiben der reinern Erz- und Bleisteinwerkbleie erhaltenen Glätte statt, während die zur Oker producierte mehr kupferige Glätte wieder in die Schmelzarbeiten zurückgeht.

frischofen. Der Frischofen (Taf I. Fig. 12—13 und Taf. II. Fig. 14) ist ein Krummofen mit folgenden Dimensionen: Höhe 5' 9" bis 6'; Tiefe 3'; vordere Weite 12", hintere 1' 2"; die Form liegt 9" über dem Bleche und ragt, bei etwa 1 Grad Ansteigen, 3" in den Ofen hinein, wodurch der Bleiverbrand vermindert und eine Oxydation des reducierten Bleies im Herd vermieden wird. Ueber der Gichtmündung sind Flugstaubkammern angebracht.

Das Zumachen des Ofens geschieht nach Art eines Spurofens mit verdecktem Auge, bei welcher Einrichtung das Blei am besten gegen Oxydation geschützt ist. Man stampft zunächst eine Sohle aus Gestübbe (1 Theil Lehm und 2 Theile Kohlenklein) in der Weise von der Vorwand bis dicht unter die Form hinauf, dass sie auf diese Entfernung 17—18° Fall erhält, dagegen wird die Sohle im Vorherd horizontal geschlagen, nur nach dem Stich hin bekommt sie ein wenig Fall. Man legt hierauf zur dem-

nächstigen Bildung der Spur ein 1' 2" langes Holz von 4" Durchmesser in gleicher Entfernung von den beiden Futteren so auf die horizontale Sohle, dass es, nach der Form zu gerichtet, etwas in den Ofen hineinspringt, und setzt ausserhalb des Ofens das Herdklotz vertikal vor das Spurholz, welches erstere die Form eines abgestumpften Kegels von 9" unterem, 10" oberem Durchmesser und 2' Höhe hat und demnächst den Herdtiegel bilden soll. In etwa 3" Entfernung von dem Herdholze legt man das Stichholz nach dem Stechherd zu auf die etwas geneigte Sohle und stampft den Vorherd bis zur Höhe des Bleches voll Gestübbe. Sodann werden die genannten Hölzer vorsichtig herausgezogen, die dadurch entstandenen Oeffnungen fest geschlagen, der Herdtiegel etwas erweitert und die Vorwand aus Barnsteinen aufgeführt.

Schmelzgang. Nach dem Abwärmen und Auffüllen des Ofens setzt man auf 1 Füllfass Kohlen durchschnittlich 5 Tröge Frischglätte mit etwas Frischschlacken und sucht bei dunkler Gicht und dunkler Form eine dünne zähe Schlacke zu erzielen, in welcher keine unzersetzten Glättetheile enthalten sein dürfen. Die Windpressung beträgt bei $1\frac{1}{2}$ Zoll Düsendurchmesser 14" Quecksilber. Das reducierte Blei tritt in Begleitung einer geringen Menge Schlacke durch das verdeckte Auge in den mit Kohlenlösch bedeckt gehaltenen Vortiegel, in welchem die letztere emporsteigt und dann abgezogen werden kann, während das Frischblei von Zeit zu Zeit in den Stechherd abgelassen und von hier in grössere und kleinere Formen zu Stücken von resp. $1\frac{1}{2}$ und $1\frac{1}{4}$ Ctr. (Gross- und Kleinblei) gegossen wird.

Producte. Beim Glättfrischen fallen folgende Producte:

1. Frischblei, und zwar
 - a. gutes Frischblei von der gewöhnlichen Glätte mit $\frac{1}{16}$ — $\frac{1}{8}$ Loth Silber. Ist Handelswaare.
 - b. Krätzblei mit $\frac{1}{16}$ — $\frac{1}{8}$ Loth Silber, resultiert beim Verfrischen der beim Vertreiben der Abzugswerke gefallenen Glätte. Geht nach vorheriger Saigerung in den Handel.
2. Frischschlacken mit 20—35 Pfd. Blei. Gehen meistens ins Frischen zurück oder kommen auf die Bleierzschichten.
3. Frischkrätze mit variablem Metallgehalt, wird wie die Frischschlacken verwandt.

Siehe Anl. I. 19; II. 20; III. 45.

Ausweis. In einer 16—20stündigen Campagne werden 150—170 Ctr. Glätte verfrischt und 88—90 Prct. Frischblei und 4—6 Prct. Schlacken erhalten.

Neuerdings verfrischt man zur Sophienhütte in 1 Campagne 250 Ctr. Glätte. Auf 100 Stück Grossblei rechnet man $5\frac{1}{2}$ Karren Kohlen und 12—24 Stunden Zeit, und auf 100 Stück Kleinblei $4\frac{1}{2}$ Karren Kohlen bei 10—12 Stunden Zeit. 2 Arbeiter bekommen für 100 Ctr. Glätte zu verfrischen 1 Thlr.

12 Ggr. 10 Pf. und ausserdem für jeden Centner, den sie über 88 Pct. ausbringen, 3 Ggr. 11 Pf. Vergütung. Für das Absaigern des Krätzbleies erhalten 2 Arbeiter pro Centner zusammen 2 Ggr.

7. Kapitel.

Abstrichsarbeit.

Allgemeines. Zur Verarbeitung auf Hartblei wird nur der antimonreiche Abstrich vom Anfang der Abstrichperiode genommen, während der letzte Theil wegen seines Silber- und geringen Antimongehalts auf die Bleierzschichten vorgeschlagen wird. Ein vorheriges Aussaigern des im Abstrich mechanisch eingeschlossenen Werkbleies vor dem Reducieren, wie es am Oberharz üblich ist, findet hier nicht statt.

Frischofen. Zum Abstrichschmelzen dient der Glättfrischofen, welcher aber als Spurofen mit offenem Auge nach Art des Kupferfrischofens zugemacht wird. Man schlägt, ohne eine Lehmsohle in den Ofen zu bringen, den innern Herd bis zur Form hinauf in der Weise von Gestübbe, welches mit gleichen Theilen Lehm und Kohlenklein versetzt ist, dass die Gestübbesohle bis zum Vorherd hinab 9" Fall erhält. Etwa 2—3" vor dem Ofen wird auf die Sohle des Vorherdes das Herdholz und das Stichholz gelegt, dieser mit Gestübbe vollgestampft und nachdem die beiden Modelle aus dem Gestübbe genommen, die Vorwand so aufgemauert, dass in der Mitte derselben unmittelbar über der Gestübbesohle eine 2—3" breite und 2½" hohe Oeffnung (Spur, Auge) bleibt, durch welche die geschmolzenen Massen von oben in den Herdtiegel fließen können.

Schmelzgang. Nach dem Abwärmen und Auffüllen des Ofens schmilzt man den Abstrich mit ⅙ Kupfererzschlacken bei dunkler Gicht und heller Form durch, indem durchschnittlich auf 1 Füllfass Fichtenkohle 3—4 Tröge Beschickung gesetzt werden. Die basischen Kupfererzschlacken sollen einen hitzigen Ofengang, der durch das Hellhalten der Form begünstigt wird, herbeiführen.

Wenn sich der Vorherdtiegel mit Metall angefüllt hat, sticht man dasselbe ab, lässt es im Stechherde etwas kühlen, zieht die oberflächlich gebildete Haut ab, giesst es in viereckige Formen zu 14/10 Ctr. schweren Stücken und nimmt vor dem Erstarren die Haut abermals weg.

Producte. Das Abstrichfrischen liefert folgende Producte:

1. Abstrichblei (Hartblei) mit ¼—1 Loth Silber und von folgender Zusammensetzung:

	Pb.	Sb.	As.	Fe.	Cu.
I.	84,72	10,32	2,00	0,88	1,68.
II.	82,40	10,04	3,00	1,08	2,28.
III.	84,1	14,6	—	—	1,2.
IV.	78,6	19,9	—	—	1,3.
V.	74,1	22,9	—	—	2,9.

I. und II. nach G. Müller und zwar I. von Juliushütte und II. von Okerhütte. III. — V. nach F. Ulrich und zwar III. H. v. Abstrichschmelzen mit Kohlen; IV. desgleichen mit Koks; V. Schlackenhartblei. Der Abstrich von Okerhütte enthielt im Centner $84\frac{3}{4}$ Pfd. Blei, das mit Holzkohlen dargestellte Hartblei $\frac{7}{8}$ Loth, das mit Koks erzeugte $\frac{15}{16}$ Loth und das Schlackenhartblei 1 Loth Silber. Die Schlacken vom Frischen mit Koks sowohl, als die vom Schlackenschmelzen hielten $4\frac{1}{2}$ Pfd. Blei.

2. Abstrichfrischschlacke mit 15 — 20 Prct. Pb., wird den Bleierzschichten vorgeschlagen.

3. Krätze, kommt auf die Bleierzschichten.

Siehe Anl. I. 16; II. 17; III. 42.

Ausweis. Von 100 Ctr. Abstrich erfolgen 50 — 56 Ctr. Abstrichblei und 10 — 16 Ctr. Schlacken. Auf 100 Stück gehen $4\frac{1}{2}$ Karren Kohlen und die beiden Arbeiter erhalten für jedes Stück 8 Pf. In einer Campagne von 24 Stunden Dauer werden 100 Ctr. Abstrich verfrischt.

8. Kapitel.

Abzugsarbeit.

Allgemeines. Der Abzug, ein Gemenge von metallischem, geschwefeltem und oxydiertem Blei, Silber, Kupfer, Arsen, Antimon etc. mit erdigen Substanzen (Mergel etc.) wird zur Gewinnung seines Silber-, Blei- und Kupfergehaltes einem reducierenden Schmelzen unterworfen, wobei eines Theils das Blei, andern Theils der Schwefel die genannten Metalle aufnimmt, die erdigen Substanzen aber sich hauptsächlich mit oxydiertem Eisen, Blei, Antimon etc. verschlacken. Zur Steinbildung trägt auch der Zuschlag von Kupfererzschlacken mit bei, welche immer Schwefelungen beigemenget enthalten.

Schmelzgang. 3 Theile Abzug werden mit 1 Theil Kupfererzschlacken (um das sonst matte Schmelzen hitziger zu machen) ganz wie Abstrich mit dunkler Gicht und heller Form in einem Spurofen mit offenem Auge durchgesetzt, indem man auf 1 Füllfass Holzkohlen 8 — 9 Tröge Beschickung setzt.

Producte. Das Abzugsschmelzen liefert:

1. Abzugs-Werkblei, zu Stücken von $\frac{1}{2}$ Ctr. Gewicht gegossen, mit $2\frac{5}{8}$ — $3\frac{1}{4}$ Loth Silber. Dieses wird wegen seiner Unreinheit in Quantitäten von 32 — 36 Ctr., welche man in 2 Stapeln hintereinander auf den Saigerherd setzt, gesaigert. Man schüttet an die Seiten der Stapel 2 — 3 Füllfässer Kohlen und feuert in der Saigergasse so gelinde mit Fichtenholz, dass möglichst nur Werkblei durch die Saigerritze fließt, und die Unrei-

nigkeiten im ungeschmolzenen Zustande als Saigerkrätze auf den Saigerscharten zurückbleiben.

Hierbei erfolgt:

a. Gesaigertes Abzugswerkblei mit $3-3\frac{1}{4}$ Loth Silber. Wird abgetrieben und die dabei fallende Glätte für sich auf Krätzblei verschmolzen.

b. Abzugsaigerkrätze mit variablem Metallgehalte. Wird im Bleifrischofen, der ganz wie beim Abzugsschmelzen zugemacht ist, mit gleichen Theilen Kupfererzschlacken durchgeschmolzen, indem man auf 1 Füllfass Kohlen 3—4 Tröge Beschickung setzt. Es resultieren hierbei:

α) Abzugsaigerkrätzwerke, welche nach der Saigerung Werke mit $2-2\frac{1}{2}$ Loth Silber liefern, die mit den Abzugswerken vertrieben werden und wieder Abzugsaigerkrätz geben, welcher letztere in das Abzugsaigerkrätzschmelzen übergeht.

β. Abzugsaigerkrätzstein mit 40—50 Pfd. Kupfer, wird zur weitem Verarbeitung auf Kupfer an die Okerhütte abgegeben.

γ. Schlacke, kommt auf die Bleierzschichten oder auf die Halde.

2. Abzugstein mit 40—50 Pfd. bleiischem Kupfer. Geht an die Okerhütte zur weitem Zugutemachung auf Kupfer.

3. Schlacke, je nach ihrem Gehalte auf die Halde oder auf die Bleierzschichten.

Siehe Anl. I. 15; II. 16; III. 41.

Ausweis. Von 100 Ctr. Abzug erfolgen bei einem Aufwand von 4—5 Karren Kohlen zum Schmelzen und $\frac{1}{4}-\frac{1}{2}$ Karren Kohlen zum Saigern 45—55 Ctr. abgesaigerte Abzugswerke, 15—21 Ctr. Abzugstein, und 7—10 Ctr. Abzugsaigerkrätz. Vor einem Ofen sind 2 Arbeiter, welche gemeinschaftlich pro Centner abgesaigelter Werke 2 Ggr. erhalten.

Bei Verarbeitung des Abzugsaigerkrätzes fallen von 100 Ctr. bei einem Aufwand von 11—12 Karren Kohlen zum Schmelzen und $\frac{1}{8}-\frac{1}{4}$ Karren zum Saigern 20—22 Ctr. gesaigerte Abzugsaigerkrätzwerke, 22—26 Ctr. Abzugsaigerkrätzstein und 10—12 Ctr. Abzugsaigerkrätz.

Zwei Arbeiter erhalten für 1 Schicht (zu 16—17 Ctr.) durchzusetzen 22 Ggr. 10 Pf. und für das Absaigern der Werke pro Herd 4 Ggr. 7 Pf.

3. Abschnitt.

Kupferarbeiten.

1. Kapitel.

Allgemeines.

Theorie. Die Abscheidung des Kupfers aus seinen geschwefelten Verbindungen auf trockenem Wege beruht auf der Eigenschaft, zum Sauerstoff geringere, zum Schwefel aber grössere Verwandtschaft zu haben, als die meisten der beigemengten Metalle (Eisen, Blei, Wismuth, Arsen, Antimon, Zink etc.); nur Silber und Gold stehen dem Kupfer in ihrer Verwandtschaft zum Sauerstoff nach.

Diese chemische Thatsache liegt allen Kupfergewinnungsmethoden, welche in wiederholten Röst-, Reductions- und Oxydationsprozessen bestehen, zum Grunde.

Umfang der Unterharzer Kupferarbeiten. Die Unterharzer Kupferarbeiten, welche nur zur Okerhütte betrieben werden, umfassen die Zugutemachung

1. sämtlicher Kupfererze des Rammelsberges. Nach einer im chemischen Laboratorium zu Giessen ausgeführten Analyse besteht das Kupfererz aus

Fe.	Cu.	Pb.	Zn.	As.	S.	SiO ³ .
34,26.	11,79.	9,75.	2,61	0,13.	39,89.	1,38.

2. der kupferhaltigen Producte aus der Bleiarbeit aller 3 Hütten (Kupferbleistein, Abzugstein, Abzugsaigerkrätzstein, Speise etc.) und der dabei sich erzeugenden kupferhaltigen Abfälle (Krätz-, Gaar- und Verblasenschlacken).

Bei dem Gehalt der Unterharzer Kupfererze an Eisen, Zink, Blei, Antimon, Arsen, Wismuth etc. und bei der Empfindlichkeit des Kupfers gegen fremde Metalle ist es ungemein schwierig und nur durch eine Menge complicierter Schmelzoperationen möglich, ein Kupfer von nur mittelmässiger Qualität herzustellen.

Die Abscheidung des Silbers daraus durch Saigerung ist mit einem langen Schweif von Nebenproducten und Nebenarbeiten verbunden, durch welche bei einem nicht unbedeutenden Aufwand von Brennmaterial und Arbeitslohn und bei bedeutenden Metallverlusten der Prozess eigentlich nie zum Ende und zu einem wirklichen Abschlusse gelangt. Hierdurch, so wie auch durch die Gewohnheit, fast jedes abfallende Hüttenproduct für sich zu behandeln, anstatt die gleichartigen gemeinschaftlich zu verbütten, erhält der Unterharzer Kupfergewinnungsprozess eine Ausdehnung, wie sie kein anderer, selbst nicht der sehr zusammengesetzte Kupferprozess zu Brixlegg in Tyrol oder zu Szaska im Banate (Karst. Arch. IX. 416. 1836) besitzt.

2. Kapitel

Zugutemachung der Kupfererze des Rammelsberges.

I. Rösten der Erze.

Verfahren. Das Rösten der Kupfererze geschieht ganz auf dieselbe Weise, bei fast demselben Brennmaterial- und Zeitaufwand, wie das der Bleierze und zwar zum ersten Male in freien Haufen, das zweite und dritte Mal unter bedachten Schuppen. Eine Schwefelgewinnung*) beim ersten Rösten findet ebenfalls in geringem Maasse statt. Wird der Gehalt an Schwefelkies im Kupfererze zu 80 Prct. angenommen, so würden daraus statt des bei dem gebräuchlichen Verfahren erfolgenden $\frac{1}{2}$ Prct. Schwefels 14,5 Prct. zu gewinnen stehen. (Bei vollständigem Luftabschluss lassen sich nämlich aus Schwefelkies 23 Prct. S. abscheiden; die Hüttenanlagen liefern daraus gewöhnlich nur 10—18 Prct. und letztere Annahme ist bei obiger Berechnung zum Grunde gelegt.) Zur Entfernung von Arsen und Antimon würde es gewiss vortheilhaft sein, den Erzen bei der dritten Röstung kleine Kohlen beizumengen, wie solches zu Atvidaberg in Schweden geschieht (Bergwfd. XIII. 401).

Röstversuche in Schachtöfen. Wegen der Möglichkeit, in Schachtöfen den Luftzutritt und die Temperatur besser leiten und deshalb eine vollständigere Röstung bei grösserer Schwefelausbeute erreichen zu können, ist man zu verschiedenen Zeiten veranlasst, derartige Röstversuche zu unternehmen. Der älteste Versuch wurde im Jahre 1788 von Lentin**) in einem konischen Röstofen von 27' Höhe nach der auf der Insel Anglesea gebräuchlichen Methode, ausgeführt. Wegen zu grosser Dimen-

*) Die Einführung des Schwefelfanges soll nach Schlüter um 1570 von dem Oberzehntner Sander geschehen sein.

**) Bergmännisches Jahrbuch von Köhler 1790, 3. Jahrg., 1. Bd. pag. 381.

sionen und wegen Mangels an Zügen zur Regulierung der Temperatur fand eine unvollkommene Röstung statt, das Erz schmolz stets zusammen und war dann nur mit grossen Schwierigkeiten durch die in der Ofensohle befindliche Oeffnung zu entfernen, weshalb die Versuche nach mehrmaliger Wiederholung bald eingestellt wurden. Es gieng daraus jedoch die wichtige Erfahrung hervor, dass sich im Schachtofen, wegen des Fortbrennens der Kiese in grössern Haufen, bei einem nur ganz geringen Consum an Brennmaterial mehr Schwefel, als in freien Haufen gewinnen lasse. Trotz der unvollständigen Röstung erfolgten von 1562 Scherben Erz doch 122 Ctr. Stangenschwefel.

Im Jahre 1837 wurde (Berg- u. hüttenm. Ztg. 1842, pag. 15) zur Erhöhung der Schwefelgewinnung ein zweiter Röstversuch unternommen, welcher auf denselben Principien, wie das Haufenrösten beruhte, also von Wind und Wetter fast eben so abhängig war wie dieses, und nur darin abwich, dass man über dem Haufen einen gemauerten Condensator anbrachte und den Fuss des Haufens mit durchlöchtem Mauerwerk umgab. Zwar erfolgte etwas mehr Schwefel, als beim Haufenrösten (aber nicht so viel als beim Lentinschen Ofen), allein dieser enthielt viel Arsen theils als arsenige Säure, theils als Schwefelarsen beigemengt; ausserdem war er von der adhärirenden schwefligen und Schwefelsäure nur schwierig zu befreien. Die Arsenverflüchtigung fand in der Mitte und am Ende der Röstung stärker statt als zu Anfang; während der in den ersten 12—15 Wochen gewonnene Schwefel etwa $1\frac{1}{4}$ Prct. Arsen enthielt, stieg dieser Gehalt gegen das Ende auf 2—5, ja bei einigen Sorten bis 10 Prct. Der auf die gewöhnliche Weise erhaltene Schwefel hält nur $\frac{1}{4}$ Prct. Arsen. Weil Arsen flüchtiger ist, als Schwefel, bei dem genannten Versuche aber eine nur unvollkommene Röstung stattfand, so ist die Concentration des Arsens in der geringen sublimierten Schwefelmengung nicht auffallend und sie wird sich vermindern, wenn sich dieselbe Menge Arsen in einer bei vollständigerer Röstung zu erreichenden grösseren Schwefelmengung vertheilt. Die in den letzten Jahren auf der Okerschen Schwefelsäurefabrik eingeführte Röstung der Kupfererze in kleinen Schachtöfen (Kilns) berechtigt, bei gleichzeitiger bedeutender Ersparung an Brennmaterial, zu den grössten Hoffnungen in Bezug auf die Nutzbarmachung des Schwefels und die Vollständigkeit der Röstung. (Siehe Abschnitt VI.) Eine Schwefelgewinnung beim Rösten in freien Haufen findet noch zu Oeblarn in Obersteiermark (Jahrb. d. K. K. Reichsanstalt 1850, 1. Jahrg. Nr. 2. p. 343) und zu Fahlun (Bergwfr. XIII, 434) statt, an welchem letztern Orte Bredberg fast ganz das Unterharzer Verfahren mit der für die dortigen Erze passenden Verbesserung eingeführt hat, dass er zwischen die Erzsichten Lagen von Kohlenstübbe bringt, um eine höhere Temperatur zu erzeugen, bei welcher Zink, Antimon und Arsen aus ihren Oxyden und Salzen leichter reducirt und verflüchtigt werden. Es fand bei

eine vollständigere Röstung, als bei dem früher gebräuchlichen Röstverfahren (Bergwfr. XIII. 404.) statt, und der Kupfergehalt wurde in dem ungerösteten Kern der gröbern Stücke concentrirt (Erdm. Journ. f. ökon. u. techn. Chemie IV. 302; V. 248).

Schon im vorigen Jahrhundert war die sogenannte Kernröstung auf Norwegischen Kupferhütten im Gebrauche, wo man anfangs den kupferreichen Kern zur Verschmelzung aushielt und die geröstete Schale wegwarf. Nach Lürzer (Turners Jahrb. III. 339. 1853; Erdmanns Journ. f. pract. Chemie LVIII. 321; berg- u. hüttenm. Ztg. 1853, Nr. 26. pag. 440) wird gegenwärtig noch das Kernrösten ausser an andern Orten zu Agordo in den Venetianischen Alpen mit Nutzen ausgeführt, wo man 2 Prct. Kupfer haltige Kupferkiese unter gewissen Vorsichtsmaassregeln in freien Haufen röstet und die dabei erfolgenden Kernerze mit bis 42 Prct. Kupfergehalt den Schmelzprozessen, die Kernerzrinden aber den Auslauge- und Cementationsprozessen unterwirft. Bei dem Röstprozess sucht man möglichst viel sublimierten Schwefel aufzufangen; man bringt jedoch bei einem Gehalt der Kiese von 50 Prct. Schwefel nur 0,268 Prct. vom Gewicht der Kiese oder von dem darin enthaltenen Schwefel nur 0,536 Prct. aus, weil bei der Röstung der Schwefel selbst als Brennmaterial dient. Man beabsichtigt zu Agordo die sogenannten steiermärkischen Röstöfen versuchsweise einzuführen, welche z. B. zu Mühlbach im Salzburgschen und in der Walchen bei Oeblarn in Steyermark angewendet werden und 2—3 Mal so viel Schwefel aus demselben Erz gewinnen lassen, als zu Agordo. Diese Oefen bestehen aus gemauerten Röststadeln mit theilweise hohlen Seitenwänden (Schwefelkammern), in welche aus dem Innern des Stadels drei in gleicher Höhe über einander befindliche Reihen von Oeffnungen münden. Ausser einer grössern Ausbeute an Schwefel gestatten diese Stadeln eine vollständigere und schnellere Röstung, was von der bessern Regulierung des Zuges und Feuers herrührt.

Für die Erscheinung des Kernröstens sind verschiedene Erklärungen gegeben. Bredberg nimmt an, dass das Schwefelkupfer durch die äussere Einwirkung der Hitze, schmelzend oder sublimierend, bis in das Innerste der Kies- oder Kupfersteinstücke getrieben werde und dass die Wärme die Kräfte aufzuheben vermöge, welche die das Erz bildenden büraren Vereinigungen (Sulphurete) zusammenhielten, so dass das Verhältniss zwischen jenen Verbindungen locker und verschiebbar wird, neue Verbindungen sich vorzugsweise erzeugen, und dass dies alles geschehen könne, ohne dass man nur das geringste Zeichen von Schmelzung wahrzunehmen brauche. Ein Theil des Kupfers scheint schon in der Rösthitze entweder für sich allein oder in Vereinigung mit Schwefel flüchtig zu werden. Lürzer hat die Kernröstung mit Agordoer Erzen, welche aus einem Gemenge von Eisenkies FeS_2 , Magnetkies 5FeS , Fe_2S_3 und Kupferkies Cu_2S , Fe_2S_3 bestehen, Schritt für Schritt ver-

folgt und gefunden, dass in denselben beim Rösten von Aussen nach Innen abgesonderte Lagen um den Kern von unverändertem Kies entstehen, welche der Zusammensetzung des Kupferkieses Cu^2S , Fe^2S^3 , des Buntkupfererzes $3\text{Cu}^2\text{S}$, Fe^2S^3 , des Kupferindigs CuS und des Kupferglanzes Cu^2S entsprechen. Bei Zugrundelegung seiner Beobachtungen und der chemischen That- sachen, dass Kupfer verwandter zum Schwefel ist als Eisen, dass das Schwefelkupfer in der Hitze viel schwieriger zu zer- legen ist, als das Schwefeleisen, dass Kupferoxyd und Schwefel- eisen in der Hitze derartig auf einander einwirken, dass Schwe- felkupfer gebildet wird, wogegen Eisenoxyd auf dieses beinahe ohne Wirkung ist, dass endlich auch Kupferoxyd und Schwefel- kupfer unter Entwicklung von schwefliger Säure sehr leicht auf einander einwirken und bei zureichender Schwefelmenge alles Kupfer darin aufgelöst wird, — glaubt Lürzer mit völli- ger Sicherheit die richtige Erklärung für die Erscheinung des Kernröstens geben zu können.

Im Beginne der Röstung wird nach demselben zunächst aus der äussersten Schicht Schwefel entbunden und dieser, insofern atmosphärische Luft genügend vorhanden, meist zu schwefliger Säure oxydiert und als solche verflüchtigt. Ist aus der äusser- sten Lage aller abdestillierbare Schwefel ausgetrieben, so werden die entstandenen Halbschwefelmetalle selbst durch den Luft- zutritt oxydiert, und zwar zunächst das leichter zerlegbare Schwefeleisen, woraus zunächst Eisenvitriol und aus diesem so- dann, unter Entweichung von wasserfreier Schwefelsäure, Eisen- oxyd gebildet wird. Das ursprünglich vorhandene Schwefel- kupfer wird anfangs sonder Zweifel auch einen Theil Schwefel abgeben, allein vermöge der grössern Verwandtschaft zwischen Schwefel und Kupfer ersetzt sich der abgängige Schwefel aus der zunächst dahinter befindlichen, mittlerweile durch die Hitze in erweichten Zustand versetzte Lage von Eisenkies, oder viel- mehr die einzelnen angegriffenen Kupferkiestheilchen begeben sich zur grössern Masse des Schwefels nach Innen. Auf diese Weise erklärt sich die beobachtete Entstehung des Streifchens Kupferkies, welches bei den Stufen des ersten Stadiums an der Grenze des dahinter noch unzerlegten Kieses abgelagert er- scheint.

So wie nun die Röstung durch die beständige Einwirkung der Hitze von Aussen nach Innen fortschreitet, wird das Streif- chen Kupferkies auf der äussern Seite beständig zerlegt, aber das entstandene Halbschwefelkupfer (später auch metallische oder oxydierte Kupfer) wird von dem übrigen Schwefelkupfer aufgenommen und dadurch dem ganzen Streifen Schwefelkupfer die Kraft ertheilt, vermöge welcher das dem Schwefel näher verwandte Kupfer das Schwefeleisen zerlegt und somit eigent- lich der hinter dem Kupferkiesstreifen befindliche Eisenkies be- ständig entschweifelt wird, obgleich der oxydierende Angriff auf der vordern Seite des Kupferkiesstreifens selbst stattfindet. Dabei

schreitet der Streif oder Ring von Schwefelkupfer von allen Seiten continuierlich, wiewohl sehr langsam, nach Innen vor, nimmt alle am Wege dahin befindlichen Kupfertheilchen in sich auf und wird nur dann einzelne Partikeln von Schwefelkupfer zurücklassen, wenn die eingemengten Bergarten ein mechanisches Hinderniss bilden, oder der regelmässige Verlauf des Röstprozesses durch ungleiche Erhitzung oder ungleichen Luftzutritt theilweise gestört wird. Jene Theilchen des Schwefelkupfers, die einmal aus dem besprochenen Streifen vom Kupferkiese gekommen sind, werden unvermeidlich der weiteren Oxydation und zum grössten Theile der vollständigen Zerlegung unterzogen bleiben; sie bilden den in der Kernerzrinde befindlichen Halt an Kupfervitriol, Kupferoxyd oder zum Theil an Unterschwefelkupfer. Durch die beim Vordringen der Kupferkieshülle stattfindende Aufnahme neuer Parthien von Kupferkies wird die Masse derselben immer grösser, und da gleichzeitig deren äussere Fläche immer mehr abnimmt, so wird die Breite des Streifens aus diesen beiden Ursachen rasch zunehmen, wogegen die Berührungsfläche mit der beständig abnehmenden Menge des noch unzerlegten inneren Kieskernes rasch abnehmen muss. Hierdurch werden der Ergänzung des Schwefels auf der innern Seite immer mehr mechanische Hindernisse entgegen gesetzt, sie erfolgt im Vergleich zum äussern Angriff nicht mehr energisch genug, und so entstehen an der äussern Seite des mehrgedachten Streifens Ringe von der nächst niedern Schwefelungsstufe des Kupfers, von dem Buntkupfererze, wie genommene Proben vom zweiten Stadium der Röstung deutlich erkennen liessen. Hierbei wirkt sodann das äusserlich angegriffene Buntkupfererz auf den Streifen von Kupferkies und dieser auf den noch unzerlegten Kernkies.

Wenn endlich der innerste Kern von rohem Kies ganz verschwunden, folglich keine Ergänzung von Schwefel weiter möglich ist, müssen jedenfalls zunächst die äussern Parthien der Schwefelkupfermasse auf eine niedrigere Schwefelungsstufe gebracht werden, wie aus den Proben des dritten Stadiums zu ersehen, bis endlich im letzten Stadium der noch bleibende Kern von Schwefelkupfer gänzlich in den Zustand des Unterschwefelkupfers gebracht erscheint. Bei noch weiter fortgesetzter Röstung würde zwar theilweise eine weitere Zerlegung durch Oxydation möglich, jedoch ohne Zweck, und eine vollständige Zerlegung, bei der Schwierigkeit derselben, im vorliegenden Falle gar nicht zu erzielen sein. Da mit der Abnahme an Schwefel im Schwefelkupfer die Flüssigkeit der Masse abnimmt, so folgt schon hieraus allein, dass immer mehr Schwefelkupfer mechanisch zurückbleiben wird, je näher die Hülle des Schwefelkupfers dem Centrum rückt. Ueberdies kann um so leichter etwas zurückbleiben, je mehr Masse fortbewegt wird. Die nach dem Innern fortschreitende Oxydation wird vorwaltend dadurch bewirkt, dass das an der äussern Fläche gebildete Eisenoxyd einen Theil Sauer-

stoff an die Schwefelmetalle nach Innen abgibt, dadurch zwar für eine kurze Zeit zu Eisenoxydul, im nächsten Augenblick aber wieder durch beständige Aufnahme des Sauerstoffs von Aussen zum Oxyde wird. Ausserdem erlangt die Erzrinde durch den Verlust an Schwefel nothwendig eine poröse Beschaffenheit, und es ist daher wohl zu begreifen, dass auf demselben Wege, auf dem einerseits der Schwefel und die schweflige Säure aus dem Innern heraus, andererseits die atmosphärische Luft auch hineingelangen kann. Nach Lürzers Ansicht hat das Kernrösten mit der (bis jetzt noch nicht genügend erklärten) Umwandlung des Stabeisens in Stahl durch Cementation Aehnlichkeit.

Werther glaubt (Erdm., Journ. für pract. Chemie Bd. 58 pag. 321) eine Erklärung dieses Prozesses vom chemischen Standpunkte aus einfach und klar geben zu können, ohne zu dem nebelhaften Begriff der Cementation seine Zuflucht nehmen zu müssen. Bei der Grösse der einzelnen Erzstücke und der daraus gebildeten Erzhaufen kann nur eine sehr unvollkommene Oxydation eintreten und diese wird sich natürlich nur auf die äussern Theile des Erzklumpens erstrecken. Da der Gehalt des Schwefeleisens den des Schwefelkupfers bedeutend überwiegt, so wird sich die grössere Verwandtschaft des Eisens zum Sauerstoff vorzugsweise geltend machen und das Schwefelkupfer seinen Schwefel noch behalten, während der grösste Theil des Schwefeleisens schon oxydiert ist. Die dabei sich entwickelnde Temperatur bringt das Schwefelkupfer und das etwa noch nicht oxydierte Schwefeleisen zum Schmelzen und beide sickern durch die schon gebildete poröse Kruste von schwefelsauren Salzen und Oxyden durch. Treffen die durchschmelzenden Schwefelmetalle auf ihrem Wege etwa schon oxydiertes Kupfer, so tauscht dieses seinen Sauerstoff gegen den Schwefel des Schwefeleisens aus und das entstandene Schwefelkupfer fliesst mit den angekommenen Schwefelmetallen, die nun an Kupfer etwas reicher geworden, tiefer. Im Innern des Erzklumpens wird aber dem Weiterfliessen bald eine Grenze gesetzt sein, namentlich wenn die Klumpen sehr gross waren, theils weil die Oxydation nicht tiefer eindringen kann, theils weil die Temperatur nicht hinreichend hoch ist, um eine grössere Masse Schwefelmetalle im Innern zum völligen Schmelzen und leichten Abfliessen zu bringen. Liegt nun ein Erzstück sehr hohl und frei, so dass die durchdringende Luft es auch von unten treffen kann, so wird der Oxydationsprozess und vielleicht dieselbe eben erörterte Erscheinung von unten nach der Mitte zu eintreten. Es kann aber natürlicher Weise ein Abfliessen der Schwefelmetalle nur nach unten zu stattfinden, und man muss alsdann die chemische Zersetzung einer solchen abgeflossenen Parthie in der porösen Hülle des darunter liegenden Erzstückes suchen und eben so die Bildung des dichten Kerns in diesem. Man findet oft zwei Erzstücke nach dem Rösten, also zwei fertige Röstknoten zusammengebildet durch eine schwarze Masse. Diese ist

der Rückstand von schmelzenden Schwefelmetallen, welche Kerne zu bilden im Begriffe waren, aber nicht bis in das Innere des darunter liegenden Erzstückes einzudringen vermochten, entweder wegen Temperaturverminderung oder wegen partieller zu weit gegangener Oxydation auf ihrem Wege. Bisweilen findet man andererseits kleine Röstknoten; diese zeigen auch, wenn sie zufällig vielleicht starkem Luftzuge ausgesetzt waren, die Bildung der Kerne gar nicht, sie sehen aus wie die gewöhnlichen Röstknoten der Kupferkiese und gehören dann mit in die Kategorie der kupferarmen äussern Hülle der Kerne.

Eine Unterstützung der obigen Ansicht über die Entstehung der Kerne findet man auch in der Lage derselben. Sie nehmen meistens den untern Theil des Innern vom Röstknoten ein, selten die Mitte. Letzteres Verhalten nimmt man am Unterharze nicht selten wahr, wobei sich der Kupfergehalt im Kerne des Erzes zuweilen auf 36 Prct. angereichert findet.

Theorie. Das Rösten bezweckt eines Theils die Entfernung flüchtiger Substanzen (Arsen, Antimon, Schwefel etc.), andern Theils die Oxydation der fremden Metalle (Eisen, Zink, Blei, Wismuth etc.), um sie beim demnächstigen reducierenden und solvierenden Schmelzen der Erze zur Verschlackung zu disponieren. Vom Verhalten der Schwefelungen beim Rösten war schon pag. 24 ausführlich die Rede. Nach Malaguti und Durocher findet beim Rösten von silberhaltigem Schwefelkies nur ein geringer Silbervorlust statt, welcher bei Bleiglanz auf $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{3}$ von der Anlage steigt, bei Blende aber sehr bedeutend wird und mit zunehmender Temperatur auf 60 — 70 Prct. steigt. Plattner hat diese Angaben bestätigt und gefunden, dass besonders im letzten Stadium der Röstung, wenn sich viel schwefelsaures Zinkoxyd gebildet hat, der Silberverlust am bedeutendsten ist. Wird Eisenvitriol mit schwefelsaurem Silberoxyd über der Spirituslampe bis zur Zersetzung geglüht, so findet sich der ganze Silbergehalt wieder; bei Kupfervitriol findet ein geringer Verlust statt, bei Zinkvitriol ein grösserer. Plattner fand beim Rösten silberhaltiger Blende unter der Muffel nach dem Zersetzen des Zinkvitriols 40 — 57 Prct. Silberverlust. Besonders machen Zink und Arsen das Silber zur Verflüchtigung geneigt, worauf Parkes ein Verfahren gegründet hat, aus silberhaltigem Kupfer das Silber neben zugesetztem Zink oder Arsen durch Verflüchtigung abzuschcheiden. (Bergwfr. XV. 698).

Je unreiner die Kupfererze sind, namentlich je mehr Arsen, Antimon und Blei sie enthalten, um so schwächer muss man rösten, damit beim reducierenden Schmelzen nicht schon metallisches Kupfer (Schwarzkupfer), sondern wieder nur Schwefelungen (Kupferstein) entstehen, durch deren wiederholte Röstung und Verschmelzung jenen Stoffen Gelegenheit gegeben wird, sich zu verschlacken und zu verflüchtigen. Geschah bei unreinen Erzen die Röstung anfangs zu stark, so fällt metallisches sehr

unreines Kupfer, welches nur mit bedeutenden Verlusten und Schwierigkeiten gereinigt werden kann, nie aber ein tadelloses Product liefert. Dennoch lässt sich zuweilen selbst bei der schwächsten Röstung der Erze die Entstehung eines unreinen metallischen Kupfers nicht vermeiden, wenn nämlich die Erze, wie z. B. am Unterharz, viel Antimon und Arsen enthalten, welche beiden Stoffe eine ähnliche Rolle spielen, wie der Schwefel, und sich mit Metallen, namentlich mit Kupfer und Eisen, zu Kupferspeisen (Unterharzer Königskupfer) vereinigen. Enthalten die Kupfererze viel Schwefelkies, so lässt sich bei einer zweckmässig geleiteten Röstung Schwefel als Nebenproduct auffangen (siehe pag. 27).

Röstproducte. Beim Rösten der Kupfererze fallen folgende Producte:

1. Dreimal geröstetes Erz mit noch 9 Prct. und mehr Schwefel, von blauschwarzer Farbe, geringer Festigkeit und ohne Metallglanz, mit durchschnittlich 6 Pfd. Kupfer und $\frac{1}{4}$ Loth Silber im Centner. Schlecht geröstete oder kupferarme Erze zeigen wohl eine rothe Farbe. Kommt zum Rohschmelzen. F. Ulrich hat an Stücken des zwei Mal gerösteten Erzes Krystalle gefunden, welche nach Hausmann für Kupferkies zu halten sind. (Nachrichten von der G. A. Universität und der Königl. Gesellschaft der Wissenschaften zu Göttingen, 1852, Nr. 12. pag. 177). Das Erz ist stark magnetisch.

2. Rohschwefel mit $\frac{1}{4}$ Prct. Arsen; kommt zur Läuterung nach Juliushütte.

3. Röstesohlen aus Thon, Röstklein und schwefelsauren Salzen bestehend, welche letztere durch Aufgiessen von Wasser beim Wenden des Rostes entstanden sind. Nach F. Ulrich enthielt eine Röstesohle von Oker in 100 Theilen 40,07 Zink- und Kupferoxyd, 11,86 Eisenoxyd, 38,16 Schwefelsäure, 0,98 Rückstand und 8,94 Wasser und Verlust. Sie werden entweder auf dem Vitriolhofe zu Goslar durch Auslagen auf Salzburger Vitriol benutzt, oder in Quantitäten von 12 Scherben pro Schicht, nach geschehener Röstung, mit 1—2 Scherben gebrannten Schiefen verschmolzen, wobei Königskupfer mit etwa 6 Loth Silber und Stein mit bis 63 Pfd. bleiischem Kupfer erfolgen, welche mit den gleichnamigen Producten des Rohschmelzens weiter verarbeitet werden.

Ausweis. Eine gewöhnliche Röste von 550 Scherben Inhalt steht im ersten Feuer 24—26 Wochen und gibt bei einem Aufwand von 9—10 Malter Rösteholz und bei $\frac{1}{6}$ Zuwachs 23,4 Ctr. Rohschwefel. Das Umbringen einer Röste ins zweite Feuer dauert etwa 360 Stunden. Im zweiten und dritten Feuer steht eine Röste resp. 8 und 4—6 Wochen bei einem jedesmaligen Aufwand von 8—9 Malter Holz, so dass das Erz (das Aufbauen, Decken und Umbringen der Röste mitgerechnet) zu seiner Röstung fast 1 Jahr bedarf. Für 1 Röste ins erste, zweite und dritte Feuer zu bringen, werden resp. 5 Thlr. 17 Ggr., 8 Thlr. 21 Ggr. 2 Pf.

und 7 Thlr. 14 Ggr. 9 Pf. bezahlt. Der Gedingherr (Dingener), welcher die Röstung der Erze überwacht, erhält pro Ctr. gewonnenen Schwefel 5 Ggr.

Eine Kupferknieströste, welche auf eine Holzlage, wie beim zweiten Feuer gebracht, aber ohne Decke gelassen wird und in welcher Schichten von Kniest mit Kohlen wechseln — um bei dem geringen Schwefelgehalt des ersteren die erforderliche Rösttemperatur zu erhalten und die gebildeten arsensauren Salze zu zersetzen — enthält rechnungsmässig 800, in der Wirklichkeit aber 2000—2400 Scherben Kniest und erfordert bei diesem Inhalte 15—16 Malter Röstholz. Wegen des bedeutenden Arsenikkiesgehaltes des Kniestes werden diese Rösten im Spätherbste erbaut und, um die benachbarten Saatfelder zu schonen, nur bei hohem Schnee angesteckt. Sie brennen 4—6 Wochen, worauf die nach Aussen liegenden Stücke abgekrahlt, zerschlagen und nochmals geröstet werden. Bei dem Rösten tritt eine Oxydation der Schwefelungen ein und das Wasser des Thonschiefers wird ausgetrieben.

Auf sämmtlichen Unterharzer Hütten kommen jährlich zur Verröstung in 96 Rösten: 41,020 Scherben Stufferz, 6720 Scherben Bergkern, 5732 Scherben Waschkern, 2880 Scherben Gräupel, 480 Scherben Schlieg, 988 Scherben Vitriolkern und 480 Scherben Vitriolklein, zusammen 58,300 Scherben. Die Kosten einer Röste von 550 Scherben rohen Erzen betragen 17 Thlr. 8 Ggr. und es erfolgen davon durchschnittlich 20 Ctr. Schwefel mit einem Werthe von 60 Thlr. nach Abzug der Läuterungskosten, wonach sich ein Gewinn von 42 Thlr. 16 Ggr. pro Röste ergibt, wobei jedoch der wirkliche Holzwerth nicht gerechnet ist.

II. Verschmelzen der gerösteten Erze (Rohschmelzen).

Beschickung. Diese wird auf die Weise angefertigt, dass man für 1 Schicht 10 Scherben drei Mal geröstetes Kupfererz, dann 1—2 Scherben gerösteten Kniest, 1 Scherben gebrannten Schiefer, 1—2 Scherben Schlacken vom Rohrost- und Kupferrostschnelzen zu einem Rechteck aufstürzt und, neben etwa 2—3 Scherben während der Arbeit fallenden Geschurs, Erzschlacken nach Erfordernis zuschlägt.

Die einzelnen Bestandtheile der Beschickung wirken in folgender Weise:

Geröstetes Erz. Wollte man nur drei Mal geröstetes Erz anwenden, so würde bei dem bedeutenden Arsen- und Antimon-gehalt desselben beim Rohschmelzen viel metallisches Kupfer (Königskupfer) entstehen (pag. 78). Man schlägt deshalb das schwefelreichere Schwefelsäureerz (das in der Schwefelsäurefabrik ein Mal, dann noch für sich zweimal geröstete Kupfererz) zu, um den Steinfall zu erhöhen. Ganz lässt sich indessen, selbst bei der schwächsten Röstung, die Bildung von Königskupfer nicht vermeiden, und die Erfahrung hat am Unterharz gelehrt, dass

ohne eine dreimalige Röstung der Erze ein guter Schmelzgang und die gehörige Absonderung des Steines von der Schlacke nicht stattfindet. Diese unvollständige Absonderung trat früher ein, sobald man zu viel Schwefelsäureerz zuschlug (in neuester Zeit wird, wie bereits bemerkt, das einmal geröstete Schwefelsäureerz nicht mehr zugeschlagen, sondern zuvor noch mehrmals geröstet, was sehr kostspielig und wegen des vielen fallenden Kleins schwierig ist) oder wenn das Erz schlecht geröstet war, weil dann eines Theils der neu entstandene Stein wegen seines bedeutenden Schwefelgehalts im Vergleich zur Schlacke specifisch leichter wird, und andern Theils durch Einwirkung des unvollständig zersetzten Schwefelkieses und der Zinkblende auf die an Eisensilicat reiche Schlacke eine kupferärmere, aber eisen- und zinkreiche steinartige Schicht (Murtche) sich bildet, welche sich mit dem gewöhnlichen Kupferstein nicht mischt, sondern als specifisch leichter darauf schwimmt, an den Schlacken anhaftet, denselben auf die Halde folgt und so zu Kuperverlusten Veranlassung gibt. Nach einer Untersuchung von F. Ulrich enthielt die Murtche 3,5 Prct., die untere Region des Schlackenkönigs 2 Prct., die mittlere 1,5 Prct. und die obere 0,75 Prct. Kupfer. Bredberg hat zuerst auf die Bildung dieser Verbindungen, die er Skumnas (Schaumsteine) nennt, aufmerksam gemacht (Bergwfr. XIII. 406), und es dürfte sich daraus der Schwefelgehalt der Okerschen Kupfererzschlacken erklären, wenn sonst nicht gleichzeitig durch den Gehalt der Schlacken an einer chemischen Verbindung von Eisenoxydulsilicat mit Schwefeleisen (Sulfosilicat des Eisens).

Wollte man einen sehr starken Zuschlag schwach gerösteter Erze geben, so würde, wenn nicht mit den Steinen ein theuereres Concentrationsschmelzen vorgenommen wird, das später fallende Kupferrostschwarzkupfer, welches der Saigerung nicht unterworfen, sondern gleich gaar gemacht wird, an Qualität sehr verlieren.

Steinschlacken und Ofenbrüche werden hauptsächlich zur theilweisen Wiedergewinnung ihres Metallgehaltes zugeschlagen; die Steinschlacken sind schon stark basisch und vermögen keine oder doch nur wenig Basen noch aufzunehmen. Sie befördern das Schmelzen, indem sie leicht zum Fluss kommen und die übrige Schmelzmasse selbst zum schnellen Schmelzen hinreissen.

Thonschiefer, im gebrannten Zustande, dient als kiesel-erdehaltige Substanz zur Auflösung der beim Rösten gebildeten fremden Oxyde, wirkt aber, weil seine Kieselerde durch andere Basen zum grössten Theil gesättigt ist, nicht sehr kräftig auf die stark basische Beschickung, weshalb die zur Schlackenbildung erforderliche Kieselerde zum Theil aus dem Ofengemäuer genommen und dieses dann sehr stark ausgefressen wird.

Der Zuschlagsschiefer wird entweder aus dem beim Abbrechen alter Oefen entstehenden Mauerschutt ausgesucht und

nicht weiter gebrannt, oder aus den Schieferbrüchen des Nordberges*) bei Goslar angefahren und in freien Haufen behuf Auflockerung und Austreibung des Wassergehaltes gebrannt. Dies geschieht ähnlich wie beim Kniest, jedoch ohne Kohlen einzumengen und ohne zu beräumen.

Der ungebrannte Goslarsche Thonschiefer besteht nach einer Analyse von Frick (Pogg. XXXV, 193) aus:

SiO ³ .	Al ² O ³ .	Fe ² O ³ .	CuO.	MgO.	KO.	HO.
60,03.	14,97.	8,94.	2,08.	4,22.	3,87.	5,67.

Kupferkniest wird theils seines Metallgehaltes, theils seines auf das Schmelzen vortheilhaft wirkenden Thonschiefergehaltes wegen zugesetzt.

Kupfererzschlacken werden gewöhnlich zur Herbeiführung der gehörigen Dünflüssigkeit der Schlacken, wenn dieselben mussig oder zu dickflüssig werden sollten, zugeschlagen.

Schmelzgang. Die Kupfererzöfen (Taf. II. Fig. 15—17), Krummöfen nach Art der Sumpföfen zugemacht, haben folgende Dimensionen: Höhe über dem Sohlstein bis an die Flügel hinten 6', vorn 6' 8", Weite des Schachtes unten hinten 2', vorn durchgehends 1' 4", oben hinten bis an die Flügel 2' 2", Tiefe 3', Höhe der kupfernen 50—60 Pfd. schweren Form über dem Sohlstein 10"; die Form liegt horizontal und mit der Hinterwand egal. Der Sohlstein von 5½' Länge, 4¾' Breite und 1' 7" Stärke, hat 8" Fall nach der Vorwand zu; die Flügel laufen von der Gicht bis zu einer Höhe von 2½' nach beiden Seiten schräg aus. Die Kupferöfen bestehen aus demselben Material, wie die Bleiöfen und werden eben so wie diese mit 16—20 Himten Gestübbe, aus 1 Volumtheil Lehm und 3 Theilen Kohlenlösch bestehend, zugemacht, nur lässt man, wie neuerdings auch bei den Okerischen Bleiöfen geschieht, den Zinkstuhl weg, so dass die Vorwand vertikal mit Schieferknobben (Stahlsteinen) zugemauert wird. Früher waren sämtliche Kupferöfen mit Zinkstühlen versehen, seit dem Schmelzen mit Koks werden sie, weil das Zink wegen der grössern Hitze meist im Ofenschachte emporsteigt, nicht mehr vorgerichtet.

Die Unterharzer Kupferöfen gestatten bei ihrer geringen Höhe eine nur sehr unvollkommene Ausnutzung des Brennmate-

*) Ueber den Dachschiefer bei Goslar siehe Holzmans hercyn. Archiv 1805, pag. 264.

**) In den frühesten Zeiten dienten zum Verschmelzen der Rammelsberger Blei- und Kupfererze die alten Sächsischen Oefen, welche Agricola de re metall. L. 9. beschreibt. Ausser Werkblei fiel bei der Bleiarbeit auch Stein, welcher auf Kupfer verarbeitet wurde. Um 1411 wurden durch Böhmisches Hüttenleute Tiegelöfen eingeführt, worin man auf leichtem Gestübbe über dem Tiegel schmolz. Man erhielt darin bloss Werkblei und liess die Kupferarbeit ganz ausser Acht, bis solche erst wieder durch Georg Nessler aus Joachimsthal um 1577 mittelst eigener Oefen eingeführt wurde. (Schlüter, Unterricht von Hüttenwerken Cap. 85. §. 2. und Holzm., hercyn. Archiv pag. 513.

rials, und lässt sich wohl erwarten, dass höhere und weitere Oefen, wie sie an andern Orten für ähnliche Erze, wie die Unterharzer, angewendet werden, bei zweckmässig eingerichteter Beschickung bessere Resultate geben werden. Die geringe Tiefe des Sumpfes der jetzigen Schmelzöfen ist vielleicht auf den bedeutenden Fall von Königskupfer und den Kupfergehalt der Schlacken nicht ohne Einfluss, indem das ausgeschiedene Kupfer nicht hinreichend lange mit dem Steine im Sumpf in Berührung bleibt, um wenigstens zum Theil wieder davon aufgenommen zu werden, und bei dem sehr raschen Schmelzen der Stein nicht Zeit hat, sich gehörig von den Schlacken zu trennen.

Brennmaterial. Früher wurden nur Holzkohlen angewandt, seit 1816 nimmt man Holzkohlen und Schaumburger Koks etwa im Verhältniss von 1:2. Letztere fördern das Schmelzen und Auscheiden der geschmolzenen Massen sehr.

Windzuführung. Ein Kupferofen erhält pro Minute bei $13\frac{3}{4}$ " Düsendurchmesser und 18" Manometerstand etwa 250 Cubikfuss Luft.

Schmelzgang. Nach einem etwa 6stündigen Abwärmen des Ofens füllt man denselben mit Kohlen auf, lässt das Gebläse an und gibt anfangs zur Bildung einer 5—6" langen Nase einige Tröge Schlacken auf. Kohle und Koks gibt man abwechselnd (besser wäre ein Gemenge beider) im Verhältniss von 1:2 dem Volum nach auf und setzt bei gutem Ofengange auf 1 Füllfass Kohlen (22 Pfd.) 2—3 Tröge Beschickung, auf 1 Füllfass Koks (35 Pfd.) 3—4 Tröge; dabei muss das Brennmaterial über den ganzen Schacht ausgebreitet, die Beschickung aber an die Rückwand gesetzt werden.

Bei einem guten Ofengange hat die Nase die obige Länge, die Gichten gehen regelmässig nieder, die Gichtflamme schlägt gleichmässig durch und die Schlacke ist so dünnflüssig, dass sie ohne zu erstarren die Trift herab in den Schlackensumpf läuft, von wo sie in Scheiben abgehoben wird. Wird sie zähe, so dass sich der Stein nicht gehörig davon scheiden kann, so setzt man Erzschlacken zu. Wächst die Nase an, lässt sie sich mit dem Räumisen nur schwierig hell erhalten und kommen rohe Massen vor die Form, so muss an Satz abgebrochen werden; wird die Nase zu kurz und entsteht ein heller Schein in derselben, so erhöht man den Erzsatz.

Sobald eine halbe Schicht durchgesetzt ist, sticht man auf und reinigt den Herd stets sorgfältig von Bühnen, deren Bildung durch die stark basische Beschaffenheit der Beschickung befördert wird.

Hat der Stich und die Schlackentrift sehr gelitten, ist der Vorherd durch das öftere Ausräumen der Bühnen ruiniert, so muss eine Ausbesserung desselben geschehen. Wenn 15 Schichten durchgesetzt sind, so pflegen die Futter und die Rückwand des Ofens so stark ausgefressen zu sein, dass ein regelmässiger Ofengang nicht mehr stattfinden kann, die Form schmilzt leicht weg oder fällt in den Ofen, die Schlacken gehen durch die

Form etc. und man muss zum Ausblasen schreiten. Eine Campaigne dauert 45—50, mit dem Zumachen 56—58 Stunden, binnen welcher Zeit das bedeutende Quantum von 560—570 Ctr. Beschickung durchgesetzt wird. Nach dem Ausblasen werden Sohle und Futter gehörig von den Ansätzen gereinigt, das Gestübbe zerstört und die schadhaften Stellen des Gemäuers mit Lehm und Barnsteinen ausgebessert.

Theorie. Das Rohschmelzen bezweckt die Verschlackung und Verflüchtigung der fremden Substanzen und die Concentration des Kupfers in einem Stein. Wird das Röstgut (unzersetzte Schwefel-, Antimon- und Arsenverbindungen, schwefelsaure, antimon- und arsensaure Salze und Metalloxyde) einem reducirenden Schmelzen bei Zuschlag von kieselsäurehaltigen Substanzen (Schiefer) unterworfen, so reducirt sich (beim Schacht-ofenbetriebe auf Kosten der Kohle, beim Flammofenschmelzen auf Kosten des Schwefels) das Kupferoxyd zu Kupfer, das schwefelsaure Kupferoxyd zu Schwefelkupfer und beide gehen dann mit den unzersetzten Schwefelungen in Verbindung und geben einen neuen Stein (Rohstein); die antimon- und arsensauren Salze reducieren sich ebenfalls und geben eine Speise, die fremden Metalloxyde werden zum grossen Theil von der Kieselerde verschlackt, zum Theil reducirt und verflüchtigt, zum Theil reducirt und vom Stein aufgenommen. So lange die Beschickung noch mehr Schwefel enthält, als das Kupfer zu seiner Verbindung damit zu Cu_2S bedarf, geht es nicht in die Schlacken, sondern concentrirt sich im Stein. Die Reduction der Oxyde des Kupfers, Bleies, Wismuths, Nickels, Kobalts und Antimons findet schon bei einer mehr oder weniger starken Rothgluth statt, die des Eisens, Mangans, Zinks, Zinns erst in der Weissglühhitze.

Wie bereits angeführt, beruhen alle Kupfergewinnungsprozesse auf ein und derselben chemischen Grundlage und unterscheiden sich hauptsächlich nur in der Anwendung verschiedener Schmelzapparate, namentlich der Schacht- oder Flammöfen.

Die Wahl des einen oder andern Apparates hängt hauptsächlich von localen Verhältnissen ab. Für den Flammofenbetrieb*) spricht das Vorkommen von Steinkohlen in der Nähe der Hütten, Mangel an hinreichender und billiger Umtriebskraft, das grössere Durchsetzquantum und die Uebersichtlichkeit des Betriebes; dagegen die kostspielige Herstellung und Erhaltung des Ofens und besonders der Essen, so wie auch unvollkommnere Ausnutzung des Brennumaterials als in Schachtöfen. In letzteren befinden sich Brennmaterial und Schmelzgut in fast unmittelbarer Berührung, wodurch die mit dem genau abzumessenden Windquantum hervorgebrachte Hitze am besten ausgenutzt wird, und die im Schmelzraum erhitzten Gase bereiten das Schmelzgut in den

*) Grützner, die Augustinsche Silberextraction. Braunschweig 1851 pag. 9.

höhern Schachttheilen zum Schmelzen vor. In Flammöfen dagegen hat man die Zuleitung der Verbrennungsluft nicht so in der Gewalt, namentlich beim Aufgeben des Brennmaterials findet eine nur unvollkommene Verbrennung statt, die erhitzten Gase entweichen auf einem sehr kurzen Wege, wo sie keine Gelegenheit haben, ihre Hitze vollständig abzugeben, in die Esse, und es findet eine bedeutende Abkühlung durch das dünnere Mauerwerk statt, so dass nach Peclet die auf dem Herde benutzte Wärme nicht über $\frac{1}{6}$ — $\frac{1}{10}$ derjenigen beträgt, welche das Brennmaterial bei vollständiger Verbrennung zu liefern vermag. In Schachtöfen, wo die Kohle hauptsächlich das Reductionsmittel ist, lässt sich nicht umgehen, dass, selbst bei einem sehr geringen Grade der Röstung von antimon-, arsen- und bleireichen Kupfererzen, sich metallisches Kupfer ausscheidet; selbst bei von jenen Metallen freien Erzen ist dies schwierig zu verhindern, weil durch Einwirkung der Gebläseluft eine fortgesetzte Röstung stattfindet, so dass der rückständige Schwefel zur Deckung des Kupfers nicht hinreicht. Ausserdem bleibt der geschmolzene Stein nur eine verhältnissmässig kurze Zeit mit dem ausgeschiedenen Kupfer in dem Ansammlungsraume zusammen, so dass letzteres von dem noch nicht vollständig mit Metall gesättigten Steine nicht wieder aufgelöst werden kann. Der Schwarzkupferbildung lässt sich dadurch entgegenwirken, dass man das Schmelzgut möglichst rasch dem oxydierenden Einfluss des Gebläses entzieht und unter einer starken Schlackendecke längere Zeit im geschmolzenen Zustande erhält. Die erstere Bedingung findet ganz besonders in höhern Oefen mit zusammengezogenem Schmelzraum bei einer hohen Temperatur statt, welche aber bei nicht zweckmässiger Beschickung leicht die Bildung von reducirtem Eisen (Eisensauen*) herbeiführt. Am meisten fällt Schwarzkupfer in Krummöfen mit scharfem Gebläse. Im Flammofen dagegen, wo das Schmelzgut stets von einer reducirenden Flamme umgeben ist und die Reduction allein durch Einwirkung der beim Rösten gebildeten Oxyde und Salze auf die unzersetzten Schwefelungen stattfindet, und wo ferner etwa ausgeschiedenes Kupfer bei der längeren Berührung mit dem Steine wieder von letzterem aufgelöst wird, findet eine vollständigere Concentration des Kupfers im Steine ohne Schwarzkupferbildung, und, weil nicht Kohle oder Kohlenoxydgas das hauptsächlichste Reductionsmittel ist, sondern Schwefel, weit weniger die Bildung von Eisensauen als in Schachtöfen statt.

Weil der Stein im Flammofen lange Zeit einer sehr hohen Temperatur ausgesetzt sein muss und die Desoxydation der Oxyde durch den Schwefel bei nicht gehöriger Aufmerksamkeit leicht mangelhaft ausfällt, so ist das Ausbringen meist unreiner, als in Schachtöfen, weshalb man zu Kaafjord in Norwegen

*) Aidarow, über das Umschmelzen gold- und silberhaltiger Eisensauen (Berg- und hüttenm. Ztg. 1853, pag. 486).

(Russegg., Reisen IV. 614.) das Roh- und die ersten Lechschmelzen in Schachtöfen, das Schwarzkupferschmelzen und Raffinieren in Flammöfen vornimmt und die dabei fallenden kupferreichen Schlacken wieder zum Erz- und Steinschmelzen gibt.

Beim Schachtofenbetriebe kommt es besonders auf die Herstellung einer zweckmässigen Beschickung und auf die Wahl passender Schmelzöfen an. Bei einem richtigen Kieselsäureverhältniss in der Beschickung verbinden sich die schwer reducierbaren Metalloxyde mit der Kieselerde, während sich nebst einem Theil der leicht reducierbaren Oxyde das Kupferoxyd in Metall verwandelt und in den Stein geht. Bei überschüssiger Kieselerde wird neben Eisen etc. auch Kupfer verschlackt; bei starkem Ueberschusse davon wird die Beschickung zu strengflüssig, die Sätze gehen zu langsam im Ofen nieder, das oxydierte Eisen bleibt längere Zeit mit Kohle in Berührung, es reducirt sich und bildet Eisensauen, welche sich im Herd ansetzen und den Ofengang stören. Bei Mangel an Kieselerde treten ähnliche Zustände ein, neben Eisensauen erfolgt ein eisenreicher, aber kupferarmer Stein. Gewöhnlich gibt die Schlacke ein Anhalten zur Beurtheilung des Ofenganges. Sie muss bei nicht zu hohem specifischen Gewicht dünnflüssig, also frisch sein, damit sich der Stein gut daraus absetzen kann, ohne eine rothe Farbe von verschlacktem Kupfer zu zeigen. Sehr basische Schlacken sind zwar auch dünnflüssig, haben indessen ein von dem des Steines nur wenig abweichendes specifisches Gewicht, erstarren zu rasch und plötzlich und schliessen dabei leicht Steinkörnchen ein, auch scheinen sie sich mit Schwefelmetallen direct zu Sulphosilicaten zu verbinden und auf die Qualität des Kupfers ungünstig einzuwirken. Nur die Beschaffenheit der Erze und die Erfahrung geben für die Schlackenbildung ein Anhalten. Gewöhnlich muss man zwischen zwei Uebeln das kleinere wählen, sei es einen Kuperverlust auf chemischem oder auf mechanischem Wege.

Da zur Bildung passender Schlacken (Singulo- und Subsilicate) keine sehr bedeutende Temperatur erforderlich ist, so wendet man beim Schmelzen der gewöhnlich eisenreichen Kupfererze und Steine in der Regel Halböfen oder Krummöfen an, weil sie weit weniger Veranlassung zur Bildung von Eisensauen geben, als höhere Oefen mit oder ohne Rost (Bergwfr. II. 257), welche letztere sich aber besonders für arme, erdenreiche, strengflüssige Erze, wie z. B. für die Kupferschiefer im Mansfeldischen und Hessischen, eignen und eine vortheilhaftere Ausnutzung des Brennmaterials gestatten.

Wie bereits angeführt, scheidet sich, indem Antimon und Arsenik die Rolle des Schwefels spielen, trotz schwacher Röstung beim Verschmelzen von arsen- und antimonhaltigen Kupfererzen in Krummöfen, namentlich bei etwas scharfem Gebläse, stets metallisches Kupfer (Unterharzer Königskupfer) aus, welches neben vielen Unreinigkeiten, den grössten Theil des Silbers aus

der Beschickung enthält, während der gleichzeitig resultierende Stein (Unterharzer Rohstein) arm an Silber ausfällt. Setzt man nun, wie z. B. zu Oker, das silberreiche Königskupfer beim Verschmelzen des gerösteten Rohsteins wieder zu, so wird eine bedeutende Menge des im Königskupfer enthaltenen Arsens und Antimons wieder in die neu entstandenen Producte gebracht, während man doch mit dem Steinschmelzen eine Reinigung der Producte beabsichtigt. Zweckmässiger wäre es daher vielleicht, das Königskupfer für sich oder mit andern unreinen kupferhaltigen Abfällen bei Kiesszuschlag auf Stein zu verschmelzen, wenn sonst der Kostenpunct es zuliesse und nicht andere Umstände, z. B. das Aermerwerden des Rohrostscharzkupfers an Silber, mitsprächen.

Die besten Vortheile in Bezug auf Brennmaterialersparung und Grösse des Durchsetzquantums, so wie auch die geringste Veranlassung zur Entstehung von Königskupfer geben die Tiegelöfen (Halböfen mit geschlossener Brust und einem im Ofen befindlichen Ansammlungsraume), weil der Stein mit etwa ausgeschiedenem metallischen Kupfer bei gehöriger Hitze im Herde längere Zeit in Berührung bleibt und das im Ofen aufsteigende Kohlenoxydgas alle schwefelsauren Salze reducirt, so dass sie nicht zerlegend auf die Schwefelmetalle unter Abscheidung metallischen Kupfers einwirken können. Dieser Umstand findet aber in Oefen mit offener Brust (Spur- und Sumpfofen) statt, weil das Kohlenoxydgas zum Theil durch die offene Brust entweicht. Durch diesen Verlust an heissen Gasen würde eine Abkühlung des Schmelzraumes herbeigeführt werden, wenn die entzogene Wärme nicht durch ein grösseres Quantum Brennmaterial ersetzt würde. Demungeachtet findet man fast allgemein nur Oefen mit offener Brust beim Kupfererzschmelzen in Anwendung, weil sich darin wegen der niedrigen Temperatur weniger leicht Eisensauen bilden, die dann aber leichter ausgeräumt werden können, als aus Tiegelöfen.

Die Oefen mit offener Brust zerfallen in Sumpf- und Spuröfen, je nachdem der Ansammlungsraum für die geschmolzenen Massen zum Theil in und vor dem Ofen oder ganz vor demselben liegt. Spuröfen mit 2 Augen (Brillenöfen) begünstigen besonders beim Verschmelzen arsen- und antimonhaltiger Erze und Producte die Entstehung von Schwarzkupfer schon beim ersten Schmelzen (sind deshalb zu Oker und Andreasberg nicht, wohl aber zu Altenau und Lautenthal gebräuchlich), weil die geschmolzenen Massen gleich aus dem Ofen fliessen und nicht hinreichend lange bei einer gehörigen Temperatur auf einander einwirken, so dass das metallische Kupfer vom Steine nicht aufgenommen wird. Anderntheils werden bei der Zustellungsart der Brillenöfen die Schmelzmassen rasch aus denselben entfernt, so dass der oben bezeichnete Einfluss der Gebläseluft auf den Schwarzkupferfall vermindert wird. Soll die Separation von Stein und Schlacke ausserhalb

des Ofens gehörig geschehen, so muss die Schlacke hitzig, stark basisch sein, in welchem Zustande sie leichter erstarrt, Stein mechanisch einschliesst und zu Kuperverlusten Veranlassung gibt. Fast immer greift die im Vortiegel obenauf gehende Schlacke unter sich und vermengt sich mit Stein, welcher verloren gehen würde, wenn man nicht die unmittelbar über ihm befindliche Schlackenschicht immer wieder durchsetzte. Auch erfordert der Brillenofen eine stete Aufmerksamkeit von Seiten des Arbeiters.

Dies sind die Hauptschattenseiten der Brillenöfen, dagegen lassen sie sich aber, da sie keines Vorherdes bedürfen, mit weniger Kosten herstellen, als Sumpfföfen, weil das dazu nöthige Gestübbe, das Brennmaterial zum Abwärmen und die öfters erforderliche Ausbesserung des Vorherdes, wie sie bei Sumpfföfen vorkommt, gespart wird.

Bei Brillenöfen fällt ferner das beschwerliche Abstechen und Reinerhalten des Stiches weg, sie gestatten das Durchsetzen einer grössern Menge Schmelzgut, weil das Geschmolzene fortwährend abfliesst, während sich in Sumpfföfen beim Vollwerden des Herdes die Schlacke durch den Stein unter der Vorwand hindurchdrängen muss, wodurch eine Verzögerung des Schmelzens entsteht; ferner machen Brillenöfen längere Campagnen und sollen nach dem Dafürhalten mancher Hüttenleute ein besseres Product liefern, weil beim Zutritt der Luft zu der glühend aus dem Auge tretenden Schmelzmasse noch oxydable flüchtige Stoffe entfernt werden können. In Betreff der Unterbrechungen des Schmelzganges möchten wohl die des Ausräumens beim Sumpfofen nach jedem Abstechen diejenigen ausgleichen, welche zur Herstellung und Erhaltung der Tiegel des Brillenofens nöthig sind. Locale Verhältnisse und Gewohnheit sprechen bei beiden Schmelzmethoden mit. Sehr zweckmässig wendet man beim reducirenden Schmelzen Koks für sich oder im Gemenge mit Holzkohlen an, welche erstere das Schmelzen sehr beschleunigen.

Die Hauptrolle bei dem Flammofenbetriebe spielt der Schwefel bei der Einwirkung der durch das Rösten gebildeten Oxyde und Salze auf die unzersetzt gebliebenen Schwefelmetalle, indem er die Oxyde unter Bildung von schwefliger Säure reducirt und etwa metallisch ausgeschiedenes Kupfer wieder löst. Bei höherer Temperatur setzt sich zunächst Eisenoxyd mit Schwefeleisen zu schwefliger Säure und sich verschlackendem Eisenoxydul um, bei noch mehr gesteigerter Temperatur wird das Kupferoxyd von Schwefeleisen und Schwefelkupfer unter Bildung von Eisenoxyd und metallischem Kupfer zerlegt, welches letztere sich theilweise in dem gebildeten Steine auflöst, theilweise von Eisenoxyd in Kupferoxydul umgewandelt wird, welches bei der höchsten Schmelzhitze des Ofens nebst Eisenoxydul von der Kieselerde verschlackt wird. Indem nun aber der Stein, bei möglichst flach gelegtem Schmelzherd, die Schlacken in feinen Perlchen durchdringt, setzt sich das in der Schlacke

enthaltene Kupferoxydul mit dem Schwefeleisen des Steines in Eisenoxydulsilicat und Schwefelkupfer um, so dass also, so lange Schwefeleisen in einer gut geschmolzenen Masse vorhanden ist, fast kein Kupfer verschlackt wird.

Producte vom Rohschmelzen. Das Rohschmelzen liefert:

1. Königskupfer mit 75—89 Prct. Garkupfer und 5—6 Loth Silber, nach einem zehnjährigen Durchschnitt mit 85,725 Prct. Kupfer und 5,4 Loth Silber. Seine Entstehung wird veranlasst durch den Arsen- und Antimongehalt der Erze. Besteht nach Bodemann (Bergwfr. III. 35) aus:

Cu.	Pb.	Fe.	Sb.	As.	S.
81,87.	10,26.	2,75.	2,55.	1,01.	0,60.

und einer Spur Co und Ni. Sammelt sich bei einem specifischen Gewichte von 9,24 zu unterst im Stichherde, wird ausgehoben, zerschlagen und beim Verschmelzen des gerösteten Rohsteins (IV.) zugeschlagen, was wohl weniger zweckmässig ist, als dasselbe einer Verkiesung mit Erzen oder gemeinschaftlich mit dem Rohsteine einer Concentration im Flammofen zu unterwerfen, wofern der Kostenpunkt nicht hinderlich sein wird.

In neuester Zeit angestellte Versuche, das Königskupfer mit dem Rohstein im Spleissofen oder in einem kleinen Englischen Flammofen zusammenzuschmelzen, haben zu einem erwünschten Resultate nicht geführt, indem sich beim Pochen und Sieben der zusammengeschmolzenen Massen das Königskupfer als solches in kleinen Körnern absieben liess. Weitere Versuche stehen bevor.

2. Rohstein mit 48—52, durchschnittlich 50½ Prct. Kupfer und 1—2 Loth Silber. An den Wandungen der darin befindlichen Blasenräume findet sich nicht selten haarförmiges oder krystallinisches metallisches Kupfer. Derselbe krystallisiert unter günstigen Umständen in regulären Octaedern mit matten unebenen Flächen und hat ein specifisches Gewicht von etwa 5,5 bei folgender Zusammensetzung:

	Cu.	Fe.	Pb.	Ni.	Co.	Ag.	S.	Unl. Rückstd.
I.	61,66	11,89	1,37	1,16	—	—	23,98	—
II.	61,86	11,14	—	2,09	—	—	24,32	—
III.	57,62	16,94	—	—	—	0,06	24,26	0,51

I. Von mir analysiert, enthält geringe Mengen von Zn, As und Sb. — II. Im Laboratorium zu Giessen untersucht — III. Nach F. Ulrich.

3. Rohschlacke in reinem und unreinem Zustande. Die reine wird mit ½—¾ Pfd. Kupfergehalt abgesetzt, die unreine wieder ins Schmelzen gegeben. Sie ist eine Verbindung von Singulosilicaten mit Subsilicaten und enthält aus den früher angeführten Ursachen (pag. 80.) stets Schwefelungen (Cu² S, Fe S, Zn S etc.), wie die folgenden Analysen ergeben:

	Si O³.	Al² O³.	Ca O.	Fe O.	Cu² O.	S.
I.	23,50	3,50	3,34	66,85	1,69	3,60.
II.	21,62	5,15	2,57	65,62	2,26	2,08.

I. Nach Breymann (Bergwfr. II. 135.), entspricht nahe der Formel 7 [(Fe O, Ca O)⁴, Si O³] + Al² O³, Si O³. Sauerstoffverhältnis zwischen Säure und Basen 12,4 : 14,8. — II. von mir untersucht, entspricht nahe der Formel 4 [(Fe O, Ca O)⁵, Si O³] + Al² O³, Si O³. Sauerstoffverhältnis

zwischen Säure und Basen 11,5 : 17,6. Zuweilen enthalten die Kupfererzschlacken nur 18 Prct. Kieselsäure *).

Die Kupfererzschlacken sind sehr dünnflüssig, erkalten rasch, besitzen äusserlich eine stahlgraue bis eisenschwarze, nach Innen zu eine lichtspeissgelbe Farbe, halbm metallischen oder auch Glasglanz und einen dichten, faserigen oder feinkörnigen ins Uebne übergehenden, niemals aber muschligen Bruch. Sie kommen selten krystallisiert vor; die Krystalle bilden nach F. Ulrich dem rhombischen Systeme angehörige Tafeln mit treppenförmig gebrochenen Flächen und finden sich dann in Blasenräumen. Nach Hausmann stimmen diese Krystalle mit den Formen des Eisenchrysoliths überein (Nachrichten von der G. A. Universität und der Königl. Gesellschaft der Wissenschaften zu Göttingen 1852, Nr. 12. pag. 180). Die Schlacke läuft bei frischem Bruche leicht an; specifisches Gewicht 4,11 — 4,73; Härte zwischen Apatit und Feldspath = 5,75. Sehr gut geflossene, hier unter dem Namen Schellschlacke bekannte Schlacke enthält nur wenig Kupfer. Von der Murtche oder den Skumnas war oben die Rede.

4. Ofenschur wird entweder verwaschen oder zweimal geröstet und den Kupfererzschichten vorgeschlagen.

5. Flugstaub, welcher vor den Kupferöfen niederfällt, hält 4,5 — 5 Prct. Kupfer.

Ausweis. Von 1 Schicht erfolgen in etwa 3 Stunden $\frac{3}{4}$ Ctr. Königskupfer, $2\frac{1}{4}$ — $2\frac{3}{4}$ Ctr. Rohstein und 6 Karren à 4 Cubikf. Schlacken bei einem Aufwande von 0,2933 Karren Kohlen und 25,32 Balgen Koks oder von 22 — 28 Balgen Koks pro Schicht, wenn man die Holzkohlen mit zu Koks rechnet. Durchschnittlich verbraucht man auf 15 Erzsichten 7 Karren 6 Maass Kohlen und 304 Balgen Koks. Nach dem Grade der Röstung variiert jedoch die Menge des fallenden Steins und Königskupfers, so dass zuweilen nur $1\frac{3}{4}$ Ctr. von ersterem und 1 — $1\frac{1}{4}$ Ctr. von letzterem resultieren. Bei Anwendung von heisser Luft entstanden bei verzögertem Schmelzen auf $13\frac{3}{4}$ Ctr. Kupferstein $12\frac{5}{8}$ Ctr. Königskupfer, bei kalter Luft auf 24 Ctr. Stein nur 6 Ctr. Königskupfer (Bergwfr. IX, 351).

Die Arbeit wird von 2 Schmelzern, 2 Vorläufern und 4 Gehülfen (Nothhaken) vor jedem Ofen in der Weise verrichtet, dass die Hälfte jenes Personals abwechselnd die eine Woche 10, die andere 5 Schichten (in der einfachen und doppelten Tour) durchsetzt. Der Schmelzer der 1. Abtheilung schmelzt die 1., 3. und 5. Schicht durch, d. h. er setzt, sticht ab, wahrt den Ofengang etc., während der Vorläufer für die 1. Schicht die Beschickung unter Aufsicht gemacht (eingelaufen) hat, die davon fallenden Schlacken zur Halde schafft und dem Schmel-

*) Die Okersche Bleierzschlacke (pag. 42.) ist genau nach der Formel $3[(\text{FeO}, \text{PbO}, \text{CaO}, \text{MgO})^5, \text{SiO}^3] + \text{Al}^2\text{O}^3, 2\text{SiO}^3$ zusammengesetzt, wenn man annimmt, dass die 2,23 Prct. Schwefel 4,3 ZnS und 2,01 FeS bilden.

zer beim Auftragen, Schlackenabwerfen etc. hilft. Die 2. und 3. Schicht wird vom 1. Nothhaken, die 4. und 5. vom 2. Nothhaken eingelaufen und von denselben auch der dabei erfolgende Schlackenfall beseitigt. Die 2. und 4. Schicht schmelzt der Vorläufer weg. Nach dem Durchsetzen der 5. Schicht tritt die 2. Abtheilung ein, welche auf dieselbe Weise 5 Schichten bei obiger Personalvertheilung verarbeitet, worauf dann die 1. Abtheilung die 5 letzten Schichten wegschmelzt.

Die Löhne betragen für 1 Schicht wegzuschmelzen 6 Ggr. 1 Pf., für eine Schicht einzulaufen etc. 6 Ggr. 3 Pf. Ausserdem wird noch eine Zinkvergütung entrichtet und zwar pro Schicht 2 Ggr., wovon quartalig jeder Schmelzer 4½ Thlr., jeder Vorläufer 12 Ggr. erhält, oder in Summa auf 600 Schichten die 10 Schmelzer und 10 Vorläufer quartalig 50 Thlr. Ferner erhält jeder Schmelzer für die Ofenbrüche nachzuschmelzen pro Schicht 11 Pf., und für Nebenverrichtungen pro 65 Schichten quartalig 2 Thlr. 12 Ggr. 1 Pf., und endlich für 1 Schicht kleinzuschlagen und zu messen 2 Ggr. 5 Pf.

III. Rösten des Rohsteins.

Verfahren. Das Rösten des Rohsteins geschieht ähnlich, wie das des Bleisteins, in Röstschuppen.*) Der in faustgrosse Stücke zerschlagene Stein wird in Quantitäten von 300—500 Ctrn. 12—14 Tage geröstet, dann ins 2. und auch wohl in ein 3. Feuer gebracht. Es wird jedes Mal der von 2 und 3 Kupferöfen gefallene Rohstein von einem halben Quartal zusammen verröstet, so dass der eine Haufen den Stein von 120 Schichten, der andere den von 180 Schichten enthält. Die 3. Röstung fällt meist weg, da dessen ungeachtet viel Rohrostscharzkupfer fällt. Auf 2malige Röstung eines Haufens von 120 Schichten rechnet man etwa 6 Malter, auf einen solchen von 180 Schichten 9 Malter Holz. Man röstet den Stein nicht sehr stark, um beim reducierenden Schmelzen weniger Schwarzkupfer für die Frischarbeit zu bekommen, da sich in einem kleinern Quantum doch fast dieselbe Menge Silber concentrirt, als in einem grösseren.

*) Zur Ersparung von Brennmaterial wendet man in Freiberg statt der früheren horizontalen Röststadeln solche mit 2 gegen einander geneigten Sohlen behuf Röstung des Rohsteins an. Die Sohlen steigen unter einem Winkel von 26 Grad gegen einander an und treten an den tiefer liegenden Seiten gegen vertikale Mauern, welche in Unterbrechungen mit Feuerungsräumen (Rost und Aschenfall) versehen sind. Es wird anfangs immer nur eine geneigte Ebene in der Weise mit Stein bestürzt, dass auf derselben kleine mit den Feuerungsräumen communicierende Kanäle offen bleiben, durch welche die Flamme des 4—6 Stunden lang unterhaltenen Steinkohlenfeuers hindurch ziehen kann, um den Haufen ins Glühen zu bringen. Nach vollendeter Röstung wirft man die schlecht gerösteten Stücke auf die andere schiefe Ebene und wiederholt den Prozess. Die Mauerung besteht aus Schlackensteinen und die ganze Stadel steht unter einem auf vier Pfeilern ruhenden Schindelndache.

Gut gerösteter Stein (Rohrost) ist bläulich schwarz, von matter Farbe, zusammengesintert, aber doch mürbe und leicht zu zerkleinen. Zuweilen zeigen sich stark glänzende dunkelkirschrothe Parthien von Kupferoxydul. Ausgeschiedenes metallisches Kupfer deutet auf zu starke Röstung. Das Rösten, wobei ähnliche chemische Vorgänge, wie beim Erzrösten stattfinden, wird von den Schmelzern und Vorläufern besorgt und erhalten dieselben für das Rösten des Roh- und Kupfersteins zusammen pro Woche 9 Thlr. 8 Ggr. 3 Pf. oder pro Quartal für den Roh- und Kupferstein von 600 Erzsichten 121 Thlr. 11 Ggr. 3 Pf.

IV. Verschmelzen des Rohsteins.

Verfahren. Das Verschmelzen des Rohrosts von jedes Mal 60 Schichten geschieht vierteljährlich 2 Mal (in Nr. 6. und 13.) im Erzofen, indem man zu 1 Schicht 12 Scherben Rohrost, 1—2 Scherben gebrannte Schiefer nimmt und das beim Erzschnmelzen gefallene Königskupfer auf die Schichten vertheilt. Für 1 Karren = $3\frac{1}{2}$ — 4 Ctr. Königskupfer kann 1 Scherben Rohrost fehlen. Wegen des grösseren Kupfergehaltes im Schmelzgute lässt man das Schmelzen langsamer gehen als beim Erz, damit sich die geschmolzenen Massen gut separieren, und weil die grössere Quantität Kupfer im Stichherde langsamer kühlt. Aus diesem Grunde ist auch zu jeder Seite des Vorherdes ein Stichherd angebracht. Man führt bei 16'' Pressung und $1\frac{3}{4}$ '' Düsendurchmesser etwa 235 Cubikf. Luft pro Minute in den Ofen und wendet als Brennmaterial 2 vol. Koks und 1 vol. Holzkohlen an, erstere in Stücken von Faustgrösse. Auf jedes Füllfass Brennmaterial setzt man 2—3 Tröge Beschickung. In 1 Campagne werden 4 Schichten durchgesetzt. Die Arbeit wird von den Erzschnmelzern, Vorläufern und Nothhaken verrichtet. Von 8 Schichten schmilzt jeder Schmelzer 3, jeder Vorläufer eine Schicht weg. Jeder Vorläufer macht 3, jeder der beiden Nothhaken 1 Schlackenschicht. Die Löhne sind dieselben, wie beim Erzschnmelzen, nur fällt die Zinkvergütung weg.

Theorie. Je nach ihrer Reinheit werden die bei der Roharbeit gefallenen kupferhaltigen Steine einer noch ein- oder mehrmaligen Röst- und Reductionsarbeit in Schacht- oder Flammöfen unterworfen, woraus zu Oker das Rohrost- und Kupferrostverschmelzen, auf den Oberharzer Hütten das Roh-, Mittel- und Schursteindurchstechen entspringt, welche Prozesse man anderwärts auch wohl mit Spuren oder Concentriren benennt. Zu Andreasberg werden die antimon- und arsenhaltigen Kupferbleisteine einem Verblasen ausgesetzt.

Je öfter man die genannten Röst- und Reductionsprozesse bei Zuschlag von kieselerdehaltigen Stoffen wiederholt, um so mehr nimmt der Schwefelgehalt der Beschickung ab, und um so mehr Schwarzkupfer fällt neben kupferreicherem Stein, weil der geringe Schwefelgehalt nicht mehr zur Deckung desselben hinreicht. Zuweilen scheidet sich, sobald der concentrirte Stein

im Herde von Schlacke entblösst wird, auf seiner Oberfläche metallisches Kupfer in Gestalt von Knospen oder Haaren aus, welche wohl dadurch entsteht, dass sich in jenem Momente Kupferoxydul erzeugt und dieses beim Abstechen des Steines mit dessen Schwefeleisen zu Eisenoxydul, schwefliger Säure und metallischem Kupfer sich umsetzt, welches dann nicht wieder vom Steine aufgenommen wird, weil die hierzu erforderliche Temperatur fehlt.

Man sucht bei dem Concentriren eine stark basische Schlacke zu bilden, um das Kupfer möglichst vor Verschlackung zu hüten. Dies hat zur Folge, dass die Schlacken wegen ihrer raschen Erstarrbarkeit Steintheilchen einschliessen und zur Gewinnung des darin enthaltenen Kupfers beim Erzschnmelzen wieder zugesetzt werden müssen. Zwar ist dies ein Uebelstand, allein man verliert weniger Kupfer dabei, als bei einer saureren Schlacke, und wird der Mehrverbrauch an Kohlen durch das grössere Kupferausbringen gedeckt.

Producte. Beim Rohrostschnmelzen fällt:

1. Rohrostschwarzkupfer mit 93—95 Pfd. Gar-kupfer und $3\frac{3}{4}$ —5 Loth Silber, durchschnittlich mit 91,9 Prct. Kupfer und 4,34 Loth Silber, hat eine ins Graulichweisse übergehende rothe Farbe, ist spröde wegen seines nicht unbedeutenden Arsen- und Antimongehaltes, lässt sich, namentlich im glühenden Zustande, leicht zerkleinern und findet sich zuweilen in Octaedern krystallisiert. Wird wegen seiner Unreinheit zunächst verblasen (VII.), dann granuliert und der Saigerung übergeben. Zwar deckt das ausgebrachte Silber die Kosten derselben nicht, allein das Blei zieht einen grossen Theil des Antimons und Arsens aus, wodurch ein besseres Kupfer erzielt wird, dessen gleich gute Herstellung auf andere Weise mit noch grösseren Kosten verbunden sein würde.

2. Kupferstein, mit etwa 60 Prct. Kupfer und 1—1 $\frac{1}{2}$ Loth Silber. Wird geröstet (V.) und auf Schwarzkupfer durchgestochen. Dieser Stein lässt sich in viel dünneren, in der Hitze biegsameren Scheiben abheben, als der Rohstein.

3. Schlacke, mit 2—3 Pfd. Kupfer, kommt zum Erzschnmelzen. Sie unterscheidet sich von der Erzschlacke durch ihre grössere Dünflüssigkeit und hat grosse Neigung, ein krystallinisches Gefüge anzunehmen.

4. Geschur und Gekrätz wird theils verwaschen, theils verröstet den Kupfererzschichten zugetheilt.

Ausweis. Von 1 Schicht fallen bei einem Aufwand von 3—4 Stunden Zeit, $\frac{1}{2}$ — $\frac{3}{4}$ Karren Kohlen und 12—18 Balgen Koks: 8—9 Ctr. Rohrostschwarzkupfer, 10—12 Ctr. Kupferstein und 10—12 Ctr. Schlacke. Die Löhne für 4 Schichten betragen für die Schnmelzer: 3 Schnmelzerschichten à 6 Ggr. 1 Pf., nebst 11 Pf. für Ofenbrüche; für die Vorläufer: 1 Schnmelzerschicht desgleichen und 3 Vorläuferschichten à 6 Ggr. $3\frac{2}{3}$ Pf.; für die Nothhaken 1 Vorläuferschicht zu 6 Ggr. 1 Pf.; für 1 Schicht zu messen und

zu zerschlagen 2 Ggr. 5 Pf.; für 1 Ctr. Kupfer oder Stein zu wägen 1 Pf.; für Nebenverrichtungen von 65 Schichten 2 Thlr. 12 Ggr. 1 Pf.

V. Rösten des Kupfersteins.

Verfahren. Um beim demnächstigen Verschmelzen des Kupfersteins möglichst viel Schwarzkupfer zu gewinnen, sucht man denselben in 5—6 Feuern tod zu rösten, wobei auf 100 Scherben Stein etwa 8—9 Malter Rösteholz erforderlich sind. Statt des Rösteholzes nimmt man auch wohl Waasen. Der Stein muss auf dem Holze möglichst locker liegen, damit er gut abröstet. Früher wurde der Kupferstein ganz so wie der Rohstein in 2 Haufen geröstet, seit Kurzem bringt man aber den Kupferstein von allen 5 Oefen in einen Haufen von 180 Scherben = 480 Ctr. Inhalt, wobei 12—14 Malter Rösteholz verbraucht werden. Solcher tod gerösteter Kupferstein (Kupferrost) hat eine noch schwärzere Farbe, als der Rohrost und enthält stellenweise regulinisches Kupfer, durch Einwirkung des Kupferoxyds und Eisenoxyds aufs Schwefelkupfer bei starker Rösthitze erzeugt. Die sonstigen Verhältnisse gleichen denen beim Rösten des Rohsteines.

In neuerer Zeit wird in der Schwefelsäurefabrik ein Theil Kupferrost zur Darstellung von Kupfervitriol verwandt, indem man denselben in zerkleintem Zustande mit Schwefelsäure aus der ersten Bleikammer behandelt. Die Darstellungskosten pro Centner Kupfervitriol betragen 8 Thlr. 9 Ggr. 10 Pf., der Verkaufspreis 10 Thlr. 8 Ggr.

VI. Verschmelzen des Kupferrostes.

Verfahren. Der Kupferrost wird in Schichten von 12 Scherben ohne Zuschlag, um die Verschlackung des Kupfers möglichst zu vermeiden, im gewöhnlichen Erzschnmelzofen bei Zuführung von etwa 224 Cubikf. Luft pro Minute (bei $13\frac{1}{4}$ " Düsendurchmesser und 14" Manometerstand) durchgesetzt. Man schmilzt mit einer kurzen nach unten gerichteten Nase. Weil das Kupfer in grösserer Quantität fällt, als bei den vorhergehenden Schmelzungen, und langsam kühlt, so bringt man 2 Stechherde an. Jeder Ofen verschmilzt in 8—9 Stunden 3 Schichten, wobei derselbe stark angegriffen wird.

Theorie. Hat der Schwefelgehalt des Steines bei den letzten Röstungen so weit abgenommen, dass er das beim reducierenden Schmelzen durch Einwirkung der Kohle, des Kohlenoxydgases und des noch unzersetzten Schwefelkupfers aufs Kupferoxyd und schwefelsaure Kupferoxyd reducierte Kupfer nicht mehr aufzunehmen vermag, so scheidet sich dieses neben einer geringen Menge von Stein (gewöhnlich Dünstein genannt) als sogenanntes Schwarzkupfer aus. Wegen der Verbrennlichkeit des Kupfers kann das Schmelzen im Schachtofen mit

geringerem Metallverlust geschehen als im Flammofen, allein man erzielt in letzterem, da man fast ganz ohne Schlackenzusatz schmelzen kann, ein bedeutenderes Durchsetzquantum, ein reicheres und reineres Schwarzkupfer neben sehr wenig Stein. Durch Einmengen von Brennmaterial und Bedecken der Oberfläche des Schmelzgutes mit demselben lässt sich das Verbrennen des Kupfers sehr vermindern.

Der Brillenofen gestattet wegen der grösseren Hitze, des rascheren Ausfliessens des Kupfers aus dem Ofen und des stärkeren Durchsetzquantums die Erzeugung von mehr kupferreichem Schwarzkupfer und weniger Stein, dagegen hat er mehr unreine Schlacken zur Folge, als der Sumpfofen. Letzterer hat auch noch den Nachtheil, dass das Schwarzkupfer zuweilen im Sumpfe erstarrt und das Abstechen verhindert, wenn das Schmelzen nicht rasch geht oder eine zu geringe Steinmenge das darunter befindliche Kupfer nicht hitzig zu erhalten vermag. Damit sich das reducierte Kupfer von der Schlacke gut abscheide, muss diese sehr leicht- und dünnflüssig (ein Gemenge von Singulo- und Subsilicaten) sein. Hohe Oefen befördern die Bildung von Eisensauen und eisenreichem Schwarzkupfer.

Wenngleich durch die Bildung von Dünnstein das Kupfer theilweise vor der Verschlackung geschützt wird, so ist dieselbe doch nicht erwünscht, weil dieser Stein, als Zwischenproduct, ferner verhüttet werden muss, dadurch der Prozess in die Länge gezogen wird, und bei Entstehung von Silber- und Kupferverlust gewöhnlich ein etwas schwefelhaltiges Kupfer daraus erfolgt.

Producte. 1. Kupferrostschwarzkupfer, mit 92 — 98 Prct. Kupfer und $2\frac{1}{2}$ — 3 Loth Silber, nach mehrjährigem Durchschnitt mit 96,18 Prct. Kupfer und 2,409 Loth Silber. Dasselbe ist krystallinisch, oft in Octaedern krystallisiert und zeigt bei einer gewissen Reinheit die Erscheinung des Kupferregens. Wird auf dem kleinen Herde gemeinschaftlich mit den gesaigerten Rohrostschwarzkupfern gargemacht (pag. 92). Erfahrungsmässig lässt sich aus dem gesaigerten Rohrostschwarzkupfer, wenn es für sich auf dem kleinen Herde gargemacht ist, ein gutes hammergares Kupfer, welches sich zur Verarbeitung unter Hämmern und Walzen eignet, darstellen. Das ungesaigerte Kupferrostschwarzkupfer (an und für sich zwar von etwas besserer Qualität, als das ungesaigerte Rohrostschwarzkupfer) dagegen gibt, auf dieselbe Weise verarbeitet, beim Hammergarmachen keinen guten Garspahn und ein hartes Kupfer, welches sich unter Hämmern und Walzen nicht sonderlich verhält. Werden beide Sorten, wie dies immer geschieht, gemeinschaftlich gargemacht, so erfolgt ein gutes Material für Hämmer und Walzen, woraus hervorgeht, dass durch den Bleigehalt der gesaigerten Rohrostschwarzkupfer die ungesaigerten Kupferrostschwarzkupfer verbessert werden und deshalb eine besondere Saigerung der letzteren zu ihrer Reinigung nicht erforderlich ist, zumal der geringe Silbergehalt derselben die Kosten dieser Operation nur

zum geringen Theile decken würde. Sämmtliche Unterharzer Kupfersorten eignen sich nicht zur Darstellung von Messingdraht und Messingblech.

2. Armstein, in sehr dünnen Lagen das Schwarzkupfer bedeckend, mit 60—70 Pfd. Kupfer und 1—1¼ Loth Silber. Wurde früher für sich verröstet, auf Schwarzkupfer durchgestochen und mit gesaigertem Rohrostschwarzkupfer zusammen im kleinen Herde gargemacht. Gegenwärtig wird derselbe mit dem Kupferstein (pag. 92.) zusammen verröstet.

3. Schlacke, mit 2—4 Pfd. Kupfer, findet sich zuweilen krystallisiert, unterscheidet sich in ihrem Aeusseren von der Rohrostschlacke wenig und hält gewöhnlich 2 Prct. und mehr Kupfer. Kommt auf die Erzschichten.

4. Schurkrätz, wird geröstet und beim nachfolgenden Schmelzen wieder zugesetzt.

Ausweis. Von 1 Schicht erfolgen bei einem Aufwand von $\frac{3}{4}$ Karren Kohlen und 15—16 Balgen Koks 11—13 Ctr. Kupferrostschwarzkupfer und 2—3 Ctr. Armstein. Die Löhne sind wie beim Rohrostschmelzen, nur haben die Nothhaken keinen Theil daran. Die Schmelzer erhalten pro Schicht 6 Ggr. 1 Pf., nebst 11 Pf. für Ofenbrüche; die Vorläufer 6 Ggr. 3 Pf.

In einem der letzteren Jahre sind bei der Kupfererzarbeit erfolgt: 1364 Ctr. Königskupfer, mit 80,7 Prct. Cu. und 5417 Ctr. Rohstein mit 50,575 Prct. Cu., oder zusammen mit 3840 Ctr. Kupfergehalt. Es wurden aber ausgebracht 2384 Ctr. Rohrostschwarzkupfer mit 91,9 Prct. Cu. und 1487 Ctr. Kupferrostschwarzkupfer mit 96,18 Prct. Cu. Dennoch erfolgten von 100 Ctr. in den Producten der Erzarbeit enthaltenem Kupfer im Rohrostschwarzkupfer 57, im Kupferrostschwarzkupfer 37 Prct., zusammen 94 Prct. Kupfer.

VII. Verblasen und Granulieren der Rohrostschwarzkupfer.

Allgemeines. Dieser Oxydationsprozess, welcher in früherer Zeit, wo man das in noch glühendem Zustande zerkleinerte Kupfer direct dem Frischen übergab, nicht stattfand, gewährt folgende Vortheile:

1. Man erhält eine geringere Menge reinern Kupfers mit höherem Silbergehalte zur Saigerung.

2. Bei dem gebräuchlichen Arm- und Reichfrischen werden die Armwerke reiner, nehmen deshalb beim Reichfrischen mehr Silber auf und bringen weniger Antimon ins Kupfer, in Folge dessen die Bildung von Glimmerkupfer gegen früher sehr abgenommen hat.

3. Das Silberausbringen ist beträchtlicher geworden, indem einestheils der beim Frischen schädliche Schwefelgehalt der Schwarzkupfer, der immer Silber zurückhält, entfernt ist, anderntheils durch die reineren Armwerke das Silber vollständiger ausgezogen wird.

Granulierofen. Der Granulierofen (Taf. II. Fig. 18. — 20.) hat im Allgemeinen die Gestalt eines Treibofens, nur ist er noch mit einer Stichöffnung versehen, vor welcher ein Wasserkasten *v* steht, in den das verblasene Kupfer abgelassen wird. Derselbe enthält folgende Haupttheile:

Fundament *a* mit Kreuzabzügen *b* von 15" Breite und 12" Höhe; über diesem eine 10" starke Lage Schlacken *p* mit 8 unterhergehenden $4\frac{1}{2}$ " hohen und $4\frac{1}{2}$ " weiten Kreuzzügen von Barnsteinen. — Barnsteinherd *q*, $5\frac{1}{2}$ " stark, $2\frac{3}{4}$ — 3' über der Hüttensohle, von 9' 8" Durchmesser vom Gebläse ab, und von 8' 6" Durchmesser in entgegengesetzter Richtung; nach der Stichöffnung mit 3" Fall. — Haube, 5' 10" hoch über der Mitte des Herdes, mit einem Kühlloch *m* von 12" Durchmesser. — Schlackenloch *d*, 15" weit, mit 27" Höhe und bis auf den Barnsteinherd gehend. — Grosses Schürloch *e*, 14" hoch über dem tiefsten Punkte des Barnsteinherdes, 2' 10" weit und 1' 9" hoch. — Kannen *g*, von $1\frac{3}{4}$ " Durchmesser; 15" über dem tiefsten Punkte des Herdes, 18" weit auseinander, mit 3 — 4 Grad Fall. — Balken *k*, 5' lang, 15" breit, 12" hoch über der Seite des Stichherdes; Bogen darüber $22\frac{1}{2}$ — $25\frac{1}{2}$ " hoch. — Windofen *h*, $7\frac{1}{2}$ ' lang, dem Balken entlang 2' 5" breit und $29\frac{1}{2}$ " hoch vorn über den Traillen, von da nach vorn 1' 8" □. — Aschenfall *k*, 2' 3" weit und 3' 3" hoch bis auf die Hüttensohle. — Wasserbassin *v*, mit 8' grossem und 6' kleinem Durchmesser und 6' Tiefe.

Das Schlagen des Schmelzherdes geschah früher aus gewöhnlichem Gestübbe (gleichen Theilen Lehm und Kohlenstübbe) und es wurde darauf nur eine Schmelzung gemacht. Seitdem man aber dem Gestübbe Mergel zugesetzt hat, hält der Herd 2 — 4 Schmelzungen hinter einander aus, wodurch eine bedeutende Brennmaterialersparung erreicht ist. Die Mitte des benetzten Barnsteinherdes wird 6 — 8" hoch aus einem gehörig angefeuchteten Gemenge von 20 Himten Mergel und 28 Himten gewöhnlichem Gestübbe zuerst mit einem grossen hölzernen Kolben, dann mit einer kleinen Stosskeule festgeklopft, der Rand aber, welcher von der auflösenden Wirkung der Schlacke am meisten zu leiden hat, 6 — 8" stark aus reinem Mergel (etwa 15 Himten) möglichst fest und mit demselben Falle gegen das grosse Schürloch aufgestampft, als der Barnsteinherd hat. Die Form des Herdes gleicht einer Schale mit flachem Boden und steilen Rändern. Den zwischen dem grossen Schürloche befindlichen Randtheil fertigt man aus gewöhnlichem Gestübbe an, weil derselbe nur eine Schmelzung auszuhalten hat, indem man ihn beim Ablassen des Kupfers wegreisst und vor dem folgenden Verblasen wieder erneuert. Zum bequemen Abziehen der Schlacke gibt man dem ins Schlackenloch tretenden Theil des aus einem Gemenge von viel Mergel und wenig Gestübbe bestehenden und nach Innen ganz allmählich abfallenden Randes eine Rundung

(Brust), und damit der Wind, welchem durch die vor den Kannen hängenden Blätter eine bestimmte Richtung gegeben werden kann, den Herd besser bestreiche, schneidet man in den Rand Rinnen nach der Richtung der Düsen aus. Beim Stampfen des Herdes mit den Stosskeulen muss man nur immer so viel von dem Herdmaterial niederstossen, als die Hälfte der Grundfläche des Stossholzes beträgt. Bei ungleichmässigen Stampfen prellt sich der Herd leicht, in Folge dessen dann ein Aufwerfen desselben und ein Durchgehen der Schmelzmasse stattfindet. Ist der Herd so fest geworden, dass er bei starkem Fingerdruck keine Vertiefungen annimmt, so überstösst man ihn endlich mit einem eisernen Hammer mit glatter Bahn.

Leitung des Der Schmelzherd wird gewöhnlich, nachdem das Prozesses. Loch in der Kuppel geschlossen, das erste Mal mit 60, die folgenden beiden Male mit 50 Ctr. Schwarzkupfer in der Weise besetzt, dass der grösste Theil desselben den Kannen gegenüber in der Hölle und vor dem Balken zu stehen kommt. Um demnächst die Flamme nach mehreren Richtungen leiten zu können, lässt man beim Besetzen des Herdes zwei in der Mitte desselben convergierende Gassen nach der Richtung der Düsen zu offen, welche von hier ab als eine Gasse nach der Höllenseite zu auslaufen, während eine vierte von der Mitte weg nach der Stichöffnung zu geht.

Nachdem hierauf das grosse Schürloch zum Theil lose mit Barnsteinen zugesetzt ist, so dass die Flamme noch hindurch ziehen kann, bringt man das Kupfer durch 3—4stündiges Feuern ohne Gebläseluft ins Rothglühen, lässt alsdann das Gebläse langsam an und verstärkt dasselbe mit der zunehmenden Hitze im Ofen. Zum Flüssigwerden des Kupfers ist es förderlich, von Zeit zu Zeit durch das grosse Schürloch eine Waase auf den Herd zwischen Kannen und Kupfer zu schieben, wo dann die Holzflamme wie durch ein Löthrohr aufs Kupfer getrieben wird. Die Menge der durchgehends zugeleiteten Gebläseluft beträgt etwa 160 Cubikf. bei $1\frac{3}{8}$ " Düsendurchmesser und 12" Presung aus einer Düse, aus beiden also 320 Cubikf. Ist nach 12—15 Stunden alles Kupfer bis auf eine aus schwer schmelzigen Oxyden gebildete Kruste (Schmier, Schmant) unter Entwicklung weisser Dämpfe von Antimon, Arsen, Blei etc. flüssig geworden, so zieht man letztere mit einem angespiessten runden Hölzchen durchs Schlackenloch ab, lässt bei schwächerer Feuerung durch Einwirkung der Gebläseluft auf die metallische stark qualmende Oberfläche eine neue Schlacke kommen, welche dem Schlackenloche zugetrieben und so lange abgezogen wird, bis sie gewisse charakteristische Eigenschaften erhält und eine genommene Probe die Gare des Kupfers anzeigt. Anfangs ist die Schlacke, was von fremden Metalloxyden herrührt, sehr leichtflüssig und dunkelbraun, später wird sie matter, mussig und nimmt eine um so röthere Farbe von verschlacktem Kupferoxydul an, je reiner das Schmelzgut wird. So lange noch hin-

reichend Schlacke sich auf dem Metallbade befindet, erstarrt das Kupfer weniger leicht; nimmt dieselbe ab, so kann dies, z. B. bei schlechten Waasen und sehr kalter Gebläseluft, leicht eintreten. Man feuert alsdann die Masse bei abgestelltem Gebläse wieder flüssig, gibt aber gegen das Ende des Prozesses immer eine höhere Temperatur. Zur Erkennung der Gare durch die Probe taucht man das Gareisen durch das grosse Schürloch in das vor der vordersten Kanne befindliche flüssige Kupfer, wenn das Gebläse eben die Schlacke zurückgetrieben hat, 2—3" tief ein und löscht das Gareisen rasch in Wasser ab. Zeigt der vom Gareisen abgeschlagene nicht all zu dicke Garspahn auf der innern Seite eine rein rothe Farbe bei dunkelrothen Blumen am Rande, ist die äussere Oberfläche kraus und der Kopf dunkelroth, so ist das Kupfer gar. Gelbe Farbe im Innern des dickern Garspahns, glatte Oberfläche und mehr oder weniger unreine Kupferfarbe äusserlich deutet auf nicht gehörige Gare, röthlich weisse Farbe im Innern auf zu hohe Gare.

Zeigt das Kupfer die gehörige Gare, so lässt man das Bassin sich mit Wasser füllen, setzt das Gebläse in Ruhe und reisst in dem Herdrande, mitten unter dem grossen Schürloche, eine Gasse *m* auf, in welcher man das Kupfer in dünnem Strahl, nachdem vorher die Schlacke möglichst rein abgezogen ist, so in das Wasserbassin *l* laufen lässt, dass zur Erlangung möglichst kleiner Granalien den Kupferstrahl ein durch das Gerenne *n* zufließender Strom kalten Wassers schneidet. Je dünner der Kupferstrahl und je kälter das Wasser, um so kleiner fallen die Granalien aus, was der bessern Entsilberung wegen sehr erwünscht ist. Strömt das Kupfer zu stark aus, so dämmt man es mittelst eines in die Abflussrinne eingebrachten Hakens. Mit dem sinkenden Metallspiegel muss die Rinne vertieft werden. Während dieser etwa 1 Stunde dauernden Operation wird nur schwach gefeuert.

Bei diesem Granulieren entstehen die heftigsten Explosionen, und nicht selten werden Kupferstückchen weit weggeworfen. (Erdm., Journ. für ökon. und techn. Chemie XII, 204.) Zur Vermeidung von Unglücksfällen hält man das Wasserbassin mit einem starken eisernen Deckel bedeckt. Nach dem Ablaufen des Kupfers bessert man den Herdrand unterm grossen Schürloch mit gewöhnlichem Gestübbe aus, besetzt den Herd wieder mit 50 Ctr. Schwarzkupfer, welches auf langen eisernen Schaufeln durchs Schlacken- und grösse Schürloch eingetragen wird, und wiederholt den Prozess noch 2—3 Mal.

Theorie. Dieser Prozess bezweckt eine Reinigung des Kupfers und beruht darauf, dass beim anhaltenden Schmelzen eines unreinen Kupfers sich dessen Beimengungen früher mit Sauerstoff verbinden und verschlacken als das Kupfer. Das Weitere ist in XI zu ersehen.

Producte. 1. Rohrostschwarzkupfergranalien mit durch-

schnittlich 5 Loth Silber, kommen zum Frischen (VIII). Sie enthalten im frischen Zustande gegen 10 Prct. Nässe.

2. Kupferschlamm, fein zertheiltes Kupfer, welches sich beim Abfließen des Wassers in den Gerennen niederschlägt. Wird mit den Granalien verfrischt.

3. Verblasenschlacken, mit 50—70 Pfd. bleiischem Schwarzkupfer, werden mit dem Schmier einer eigenen Arbeit (Kap. 4. Nr. 3.) zur Darstellung einer geringern Kupfersorte unterworfen.

Ausweis. Von 60 Ctr. Schwarzkupfer erfolgen durchschnittlich 52 Ctr. Granalien mit 8—10 Prct. Nässe, 9—10 Ctr. Verblasenschlacken und etwas Kupferschlamm. Auf's erste Verblasen gehen 18—20 Stunden Zeit und 9—10 Schock Waasen; auf die folgenden Verblasen 7—8 Stunden Zeit und 5—6 Schock Waasen.

In neuester Zeit hat man durch Zuführung von Gebläseluft in den Aschenfall die Zeit des ersten Granulierens auf 10—12 Stunden und bei den folgenden auf etwa 6 Stunden herabgesetzt.

Nach einem fünfjährigen Durchschnitt erfolgten von 1 Ctr. Rohrostschwarzkupfer 80,11 Pfd. trockne Granalien und 10,65 Pfd. Schlacken bei einem Aufwand von 7,83 Schock Waasen pro Schicht.

Die Arbeit wird von je 2 Vorläufern der Reihe nach verrichtet, von denen für 60 Ctr. zu verblasen jeder 1 Thlr. 6 Ggr. 9 Pf., für 50 Ctr. 1 Thlr. 1 Ggr. 7½ Pf. erhält.

Principmässig werden für 40 Ctr. Rohrostschwarzkupfer zu verblasen 1 Thlr. 17 Ggr. bezahlt; für die Waasen vorzulaufen 6 Ggr. 10 Pf., für das Ausbringen der Granalien aus dem Bassin 2 Ggr. 3½ Pf., und für das Nehmen und Untersuchen der Garprobe durch den ältesten Garmacher 1 Ggr. 6 Pf.

VIII. Kupferfrischen.

Allgemeines. Diese Operation, in einem Zusammenschmelzen der Granalien mit einer bestimmten Menge Blei oder Glätte bestehend, hat den Zweck, das Silber aus dem Kupfer ans Blei zu bringen und eine aus silberarmem Kupfer und silberreicherem Blei bestehende Legierung (Frischstück) zu erzeugen, welche dann durch Saigerung zerlegt werden kann.

Weil die Granalien einen nur verhältnissmässig geringen Silbergehalt von 5 Loth besitzen, so hat man, um treibwürdige Werke zu erhalten, dieselbe Menge Blei 3 Mal mit frischen Granalien zusammengeschmolzen, woraus das Arm-, Mittel- und Reichfrischen entstanden ist. Seit 1838 ist indessen ein Frischen abgeschafft und es besteht nur noch ein Arm- und Reichfrischen, wobei man gegen früher wegen der öfters erneuten frischen Bleizusätze Antimon und Silber vollständiger aus dem Kupfer auszieht. Letzteres wird dadurch

besser an Qualität und das Mehrausbringen an Silber deckt den grössern Bleiverlust beim Vertreiben der grösseren Menge des silberärmeren Werkbleies. Am Oberharze wendet man schon längst vortheilhaft nur ein einmaliges Frischen an, und dürfte sich dieses vielleicht auch zu Oker bewähren.

Zur möglichst vollständigen Silberextraction und damit demnächst beim Saigern nicht zu viel Kupfer ins Werkblei geht, muss das Verhältniss von Kupfer und Blei ein bestimmtes sein, welches sich aus der Erfahrung ergibt. Man rechnet zu Oker für jedes Armfrischstück von 297 Pfd. Gewicht, 80 Pfd. Granalien (incl. 8 Pfd. Nässe) und $2\frac{1}{4}$ Ctr. Blei; für jedes Reichfrischstück von 347 Pfd. Gewicht 80 Pfd. Granalien und $2\frac{1}{2}$ Ctr. Armwerke, woraus hervor geht, dass bei den Frischstücken ein geringerer Bleizuschlag gegeben wird, als Karsten empfiehlt. Zweckmässiger ist es, metallisches Blei statt Glätte anzuwenden, weil letztere unreiner ist und zu reichlicherer Schlackenbildung Veranlassung gibt.

Bei dem geringen Silbergehalte und der Unreinheit der Unterharzer Kupfererze und der daraus erzeugten Steine hat sich bislang eine vortheilhafte Ausziehung des Silbers aus denselben nicht erreichen lassen, weshalb man den Silbergehalt möglichst in einem Theile des Schwarzkupfers (im Rohrostschwarzkupfer) zu concentriren sucht und dieses dann mittelst Bleies durch die seit der letzten Hälfte des 16. Jahrhunderts eingeführte Saigerung entsilbert. Obgleich dieser Prozess nicht mit ökonomischen Vortheilen in Bezug auf das Silberausbringen ausgeführt wird (man macht dabei jährlich an 5000 Thlr. Schaden), so ist er trotz seiner grossen Mängel immer beibehalten, weil durch die Behandlung des sehr unreinen Schwarzkupfers mit Blei eine derartige Reinigung, namentlich von Antimon und Arsen, eintritt, dass sich daraus ein Garkupfer von guter Qualität darstellen lässt. Man könnte diesen Zweck zwar durch öfters wiederholtes Concentriren des Rohsteins erreichen, allein die vielen Schmelzungen würden den Prozess sehr vertheuern, während das bei der Saigerung gewonnene Silber die Kosten dieser Operation zum Theil deckt.

Die Saigerung ist einer der ältesten, aber auch der mangelhaftesten Hüttenprozesse, weil sie mit einem bedeutenden Silber-, Kupfer- und namentlich Bleiverlust (oft 50 — 70 Prct. des ausgebrachten Garkupfers übersteigend, zu Oker z. B. 61 — 62 Prct. betragend), so wie mit einer Menge von Nebenarbeiten verbunden ist, welche bei einem bedeutenden Aufwand an Brennmaterial und Zeit zur theilweisen Wiedergewinnung jener in den vielen Zwischenproducten und Abfällen zurückgebliebenen Metalle erforderlich sind und wodurch der ganze Prozess eigentlich nie zu einem wirklichen Abschlusse gelangt. Nur bei billigen Bleipreisen und einer zweckmässigen Benutzung der Zwischenproducte gestattet der Saigerprozess noch Gewinn. Letztere besteht darin, dass man die unreinen Zwischenproducte nicht

den verschiedenen Kupfer- und Bleiarbeiten zuschlägt und dadurch das Hauptproduct und das Ausbringen verschlechtert, sondern dieselben eigenen, freilich zu Oker wohl zu sehr vereinzeltten Arbeiten unterwirft und daraus Producte von geringerer Qualität darstellt. Daraus entspringt auf der Okerhütte die Krätz-, Gar- und Verblasenschlackenarbeit, zu Lautenthal die Kupferschur- und Saigerkrätzarbeit, zu Altenau das Krätzfrisch- und Schlackenschmelzen. Trotz des auf den genannten Hütten eng verbundenen Blei-, Silber- und Kupferhüttenbetriebes übergibt man von den ganzen blei- und kupferhaltigen Saigernebenproducten zur Oker nur die Schlacken vom Krätz-, Verblasen- und Garschlackenschmelzen der Bleierzarbeit; zu Lautenthal die Schlacken vom Kupferfrischen und der Kupferschurarbeit dem 3. oder 4. Bleisteindurchstechen, die Schlacken vom Kupfersaigerkrätzschmelzen aber der Bleidreckarbeit.

Man scheint in neuerer Zeit immer mehr von dem unvortheilhaften Verfahren zurückzugehen, reiche Schlacken etc. von den spätern Prozessen bei den ersteren wieder zuzuschlagen und statt dessen separate Abgangeschmelzen einzurichten. So verschmilzt man jetzt z. B. in Freiberg die Bleischlacken für sich oder mit Zuschlag von etwas Schwefelkies in Schacht- und Flammenofen (Tunners Jahrb. 1852 II. 270). Zerrenner empfiehlt eine Aufbereitung der Schlacken (berg- und hüttenm. Ztg. 1850 Nr. 31).

In Freiberg hat der Saigerprozess dadurch eine bedeutende und besonders für Nickelgewinnung wichtige Vereinfachung erlitten, dass man statt der früher kostspieligen und unvollkommenen Nacharbeiten ein Verschmelzen der Saigernebenproducte mit schwefel- und arsenhaltigen Zuschlägen vornimmt, wobei eine Sonderung der Metalle in Arsen- und Schwefelverbindungen stattfindet, aus denen sie sich dann auf bekannte Weise ausbringen lassen.

Auf Gustav Adolphs Silberhütte zu Fahlun soll durch einen combinirten Saiger- und Darrprozess, indem man den sorgfältig abgerösteten Bleistein mit bleischen Vorschlägen sogleich zu Frischstücken verschmilzt, eine sehr vollständige Silberextraction ohne bedeutenden Bleiverlust erreicht sein; allein wegen grosser Schwierigkeiten hat man auf anderen Hütten davon abstehen müssen (Bergwfr. XI, 601 — Grützner a. a. O. 4.)

Fast nur allein auf den Harzer Hütten hat sich die Saigerung durch locale Verhältnisse, namentlich durch die Beschaffenheit der zu entsilbernden Producte bedingt, bis jetzt erhalten, während sie anderwärts durch vollkommnere Entsilberungsmethoden ersetzt ist. So ist z. B. an die Stelle der früheren Saigerung im Mansfeldschen zuerst die Amalgamation der Kupfersteine, neuerdings Augustins Kochsalzlaugerei getreten, die wiederum der Ziervogelschen Wasserlaugerei gewichen ist. Desgleichen gibt die zur Muldner Hütte bei Freiberg ein-

geführte Augustinsche Extractionsmethode für die im Flammofen concentrirten Kupferbleisteine zufrieden stellende Resultate. Der im Schachtofen gespürte Kupferbleistein wurde früher auf Schwarzkupfer verschmolzen, welches man dann zu Grünthal der Saigerung unterwarf. Man ist bislang auf dem Harze bei der Saigerung geblieben, weil durch das versuchte hydrostatische Schmelzen*) des Steines oder durch Eintränken des Schwarzkupfers in metallisches Blei keine gleichmässige und hinreichende Entsilberung erzielt werden konnte, die Amalgamation bleifreie Geschicke erfordert und die neuen Entsilberungsmethoden von Augustin und Ziervogel, für die Harzer Kupferhüttenproducte angewandt, keinen sichern Erfolg versprochen, weil in denselben gerade die Hauptfeinde jener Prozesse, Blei, Antimon und Arsen enthalten sind. Bewährt sich indessen die in Freiberg gemachte Erfahrung (Grützner, Augustins Extractionsmethode 1851, pag. 7), dass sich durch eine gute Leitung der Prozesse jene Beimengungen entfernen lassen, so dürfte die Anwendbarkeit, wenigstens der Augustinschen Methode, zur Entsilberung der Kupferbleisteine der Ober- und Unterharzer Hütten, so wie der Kupfersteine der letzteren nicht ausser der Möglichkeit liegen, da die Hauptbedingung zum Gelingen, ein kupferreicher und nicht zu silberarmer Stein, zu erfüllen sein dürfte, wenn man die Kupferbleisteine, so wie auch den Rohstein von der Kupfererzarbeit gemeinschaftlich mit dem silberreichen Königskupfer im Flammofen concentrirte, was indess bis jetzt noch nicht hat gelingen wollen. Die Augustinsche Extraction zeichnet sich durch ihre Einfachheit, durch die Schnelligkeit des Silberausbringens und durch die vollständige rasch zum Abschluss gelangende Aufarbeit der Rückstände aus. Nach Augustin wird der gehörig zerkleinerte Stein mit Kochsalz geröstet, dann mit Kochsalzlauge nach Pateras Verbesserung unter Druck

*) Auch zu Müsen im Siegenschen ist man von der Entsilberung des Kupfersteins durch die Bleisäure zur alten Methode der Entsilberung mittelst Herd zurückgekehrt, welche letztere statt der Saigerung vielleicht auch am Unterharze Anwendung finden könnte. Der beim Verschmelzen von Bleierzen und Fahlerzen zu Müsen erhaltene Kupferstein mit 5 Loth Kupfer wird ungeröstet mehrere Male vorzüglich mit Herd mit 50 Prct. Blei durchgeschmolzen, weil dieser wegen der langsameren Reduction des Bleioxyds eine vollständigere Entsilberung veranlasst, als die rascher herzustellende Glätte mit 75 Prct. Blei. Man rechnet beim ersten Schmelzen auf 1 Loth Silber im Stein 10 Pfd. Blei (10 Ctr. Stein, 12½ Ctr. Herd und 20 Ctr. Schlacke vom Erzschnmelzen) und erhält 4löthigen Stein, welcher beim zweiten Durchstechen, wo man auf 1 Loth Silber 15 Pfd. Blei gibt, Stein mit 2½ Loth liefert. Beim dritten und letzten Durchstechen erfolgt bei 20 Pfd. Blei auf 1 Loth Silber Stein mit 1¼ Loth Silber, welcher noch mit gerösteten kupferarmen Erzen auf Concentrationsstein und dann auf Schwarzkupfer verschmolzen wird. Das Garkupfer hält 2¼ — 2½ Loth Silber, von den Unterharzer Garkupfern das gute Garkupfer 2 — 3 und das Krätzkupfer 1 — 1½ Loth Silber.

behandelt, in welcher sich das beim Rösten gebildete Chlorsilber auflöst. Aus dieser Lösung fällt man das Silber durch metallisches Kupfer aus und verschmilzt die entsilberten Rückstände auf Schwarzkupfer.

Nach Regnaults Versuchen (Erdm., Journ. für pract. Chemie X. 129; Bergwfr. VII 109) ist der Wasserdampf beim Rösten wenig förderlich und hat sich der atmosphärische Sauerstoff viel wirksamer erwiesen. Zwar findet eine Zerlegung der Schwefelmetalle durch ersteren statt, aber in viel längerer Zeit, als durch Luft, und es wird nur der Theil des Wasserdampfes zerlegt, welcher mit der Oberfläche der Schwefelmetalle in Berührung ist. Nach neueren Versuchen von Cumenge (Annal. des min. 2 livr. de 1852, pag. 424; Bergwfr. XV. 745) wirkt aber der Wasserdampf bei Ausschließung von Luft und bei Anwendung von nur Dunkelrothgluth sehr kräftig beim Rösten und besonders vortheilhaft zur Entfernung von Antimon und Arsen. Beim gewöhnlichen Rösten der Blende in Stücken erzeugt sich meist Zinkoxyd, in Schliegform viel schwefelsaures Zinkoxyd. Bei Anwendung von Wasserdampf soll sich nur Zinkoxyd ohne Spur von schwefelsaurem Salz bilden. Für den Ziervogelschen Prozess ist derselbe nicht geeignet, weil das Silber im metallischen Zustande im Röstgut zurückbleibt. Namentlich sollen sich aber Fahlerze und Nickelspeise zweckmässig damit behandeln lassen.

Ziervogel verwandelt die Schwefelungen der Steine durch sorgfältige, allmählich steigende Röstung in Vitriole, welche sich mit dem Steigen der Temperatur zum grössten Theil wieder zersetzen, während das zuletzt entstehende schwefelsaure Silberoxyd unzersetzt bleibt. Dasselbe wird mit heissem Wasser ausgezogen und aus der Lösung das Silber durch Kupfer ausgefällt. Ein Bleigehalt schadet hier beim Rösten weit mehr, als bei Augustins Methode.

Gurlt hat sein Entsilberungs-Verfahren unlängst zu Oker für Rohsteine versucht, ohne jedoch ein erwünschtes Resultat zu erhalten, indem wahrscheinlich der Stein zu silberarm (2löthig) war. Ein Versuch, den Rohstein mit dem 6löthigen Königskupfer im Granulierofen oder einem kleinen Englischen Flammofen zusammen zu schmelzen, misslang, indem das Kupfer von dem Stein nicht gehörig aufgenommen wurde. Der mit Kupferchlorid behandelte Rohstein gab nach vorherigem Abrösten mit Kochsalz ein gutes Kupfer.

Man beabsichtigt zur Beschränkung der Kupferfrisch- und Saigerarbeit zu Oker versuchsweise den Rohstein und das Königskupfer auf theilweise nassem Wege mit Schwefelsäure zu behandeln. Der Stein soll todteröstet und zu wiederholten Malen mit verdünnter Schwefelsäure behandelt werden, wobei sich das Silber im Rückstand — der dann mit bleiischen Vorschlägen verschmolzen wird, — concentrirt und die gebildeten Vitriole in den Handel gegeben oder auf Cementkupfer verar-

beitet werden. Das Königskupfer will man entweder zu wiederholten Malen glühen und durch verdünnte Schwefelsäure die Oxyde weglösen und den silberhaltigen Rückstand dem Treiben zusetzen, oder dasselbe soll verblasen, granuliert, mit Schwefel geröstet und eben so wie der Rohstein behandelt werden.

Das Nähere über den Frisch- und Saigerprozess siehe in Kerls Beschreib. der Oberh. Hüttenprozesse, pag. 180.

frischofen. Der Frischofen (Taf. II. Fig. 21 und 22) hat folgende Dimensionen: Höhe vom Herdblech bis an die Flügel 4' 6", Tiefe 3', Weite hinten und vorn 1' 4". Die Form liegt 6" über dem Bleche, mit der Brandmauer egal und hat 2—3 Grad Steigen, damit die Sätze rasch niedergehen und auf dem Herde nicht vom Windstrom getroffen werden.

Das Zumachen des Frischofens geschieht nach Art der Spuröfen mit offenem Auge mittelst ordinären Gestübbes (1 Theil Lehm, 3 Theile Kohle). Man setzt auf eine im Vorherde geschlagene Sohle etwa 3" vor die Vorwand das zuvor mit Wasser benetzte Herdholz von 1' Durchmesser und 1' 4" Höhe, legt davor in 2" Entfernung das Stichholz nach dem Stechherde zu, stampft den Vorherd ganz voll Gestübbe und schlägt damit in Verbindung die Gestübbesohle mit gleichmässigem Fall bis zur Form hinauf, indem man an die Seitenwände des Ofens etwas Gestübbe setzt, wodurch sich eine muldenförmige Höhlung bildet, in welcher die geschmolzenen Massen herablaufen. Sodann nimmt man Herd- und Stichholz weg und mauert die Vorwand mit Barnsteinen so auf, dass mitten in der Brust über dem Gestübbe eine 2" weite Oeffnung, das Auge, bleibt, durch welche die geschmolzenen Massen in einer Rinne dem Herdtiegel zu fließen.

Der Stechherd besteht aus einer runden eisernen Pfanne (Frischpfanne) von 2' 2" Durchmesser und 4" Höhe im Lichten.

Leitung des Frischprozesses. Nach dem 4—5stündigen Abwärmen des Ofens füllt man denselben mit Kohlen und setzt darauf 89 Pfd. nasse oder 80 Pfd. trockene Granalien für das erste Armfrischstück. Das anfangs langsam angelassene Gebläse wird allmählich verstärkt, bis etwa 205 Cubikf. Luft (bei 12" Pressung und $1\frac{3}{4}$ " Düsendurchmesser) pro Minute in den Ofen kommen. Nach etwa 10—12 Minuten, wenn die Kohlen weit genug niedergegangen sind, gibt man 120 Pfd. Glätte mit 76—88 Prct. Blei und $\frac{1}{8}$ Loth Silber im Centner (= 100 Pfd. Blei) und $11\frac{1}{4}$ Ctr. Krätzwerkblei mit $\frac{7}{8}$ Loth Silber im Centner auf, setzt darauf ein mässiges Füllfass Kohlen nebst etwas Koks und darauf die Granalien zum folgenden Stücke. Wieder nach 10 Minuten, wenn das erste Frischstück aus dem Ofen ist, gibt man das Blei für das zweite, dann Kohlen und Koks und wieder 89 Pfd. Granalien fürs 3. Stück auf. Wenn das Blei aufgegeben wird, so sind die dazu gehörigen Granalien bereits vorangeeilt, werden dann aber von dem leichtschmelzigen Blei wieder eingeholt, verbinden sich damit und fließen durch das Auge in den Vor-

tiegel. Während nun der Frischmeister nach vorheriger Entfernung der Schlacke aus dem Vortiegel das erste Frischstück aus dem Vortiegel in die mit Lehmwasser ausgeschlammte Frischpfanne absticht, hat der Frischknecht den Ofen gefüllt, in welchem sich dann die Materialien zum 2. und die Granalien zum 3. Frischstück befinden. Alle 9—10 Minuten pflegt ein Frischstück zu erfolgen. Das Verhältnis von 120 Pfd. Glätte und 125 Pfd. Krätzwerkblei zu einem Armfrischstück wird zuweilen geändert, doch immer so, dass zu demselben zusammen 225 Pfd. Blei kommen. Zu einem Reichfrischstück nimmt man 89 Pfd. nasse Granalien und $2\frac{1}{2}$ Ctr. Armwerke. Die richtige Zeit zum Aufgeben des Bleies fürs zugehörige Kupfer wird daran erkannt, wenn die ersten Granalien des neuen Stücks durch das Auge in den Tiegel laufen, oder wenn das Kupfer vor die Form kommt, und gibt letztere das hauptsächlichste Anhalten zur Beurtheilung des Ofenganges. Sie muss mit nicht zu langen Unterbrechungen hell und mit einer 2" langen Nase versehen sein. Ist sie fortwährend hell und wird die Nase ganz kurz, so bricht man an Brennmaterial ab, wird die Form anhaltend dunkel und wächst die Nase, so legt man an Kohlen zu. Die Gicht muss stets hell sein, womit zwar ein nicht unbedeutender Bleiverlust verbunden ist, allein bei dunkler Gicht ist die Temperatur im Ofen zur Schmelzung des Kupfers nicht hoch genug, und es ist nicht möglich, die einzelnen Frischstücke separiert zu halten, was aber zur gehörigen Entsilberung nothwendig ist.

Bei gutem Ofengange fließen Schlacke (durch Einwirkung von Bleioxyd auf das Ofengemäuer gebildet) und Legierung, letztere von ersterer bedeckt, gleichmässig und ziemlich stark aus dem Ofen. Zeigt sich blos Metall und keine Schlacke, so hat sich diese vor der Vorwand angehäuft und muss dann vorsichtig mit dem Räumeisen durchs Auge gefahren werden, was auch vor jedem Abstechen geschieht. (Der Schmelzer holt das Stück.) Zuweilen setzt sich auch Kupfer auf der Sohle fest. Ist ungeschmolzenes Kupfer durch die Kohlen hindurch vor die Form gefallen und diese schwarz, so muss man an Kohlen zulegen. Bei schlechten Kohlen kühlt sich die Masse zuweilen im Vortiegel, in welchem Falle man sie, anstatt blos mit Kohlenlösch, mit glühenden Kohlen bedeckt. Hilft dies nicht, so muss die erstarrte Metallmasse mit der Schaufel ausgestochen und wieder in den Ofen zurückgebracht werden. Gute Kohlen sind ein Haupterfordernis zum Gelingen dieses Prozesses.

Nachdem etwa 72 Arm- und Reichfrischstücke fertig geworden, ist die Ofensohle, der Vortiegel und Stich gewöhnlich so sehr angegriffen, dass man zum Ausblasen schreiten muss. Man lässt den Ofen niedergehen, stellt das Gebläse ab, sticht das letzte Frischstück ab, schlägt den untern Theil der Vorwand ein, entfernt alles Flüssige aus dem Ofen und reinigt den Herd möglichst von Ansätzen.

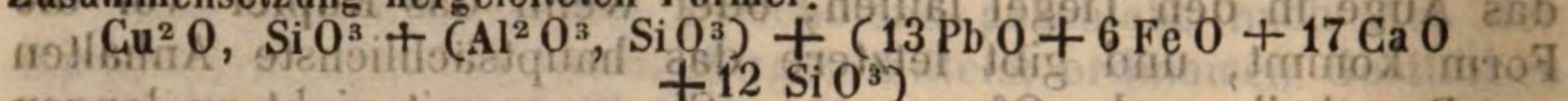
Produkte. 1. Arm- und Reichfrischstücke, 3" dicke

Scheiben, welche an einem in das flüssige Metall getauchten Haken, nach gehöriger Abkühlung durch aufgegossenes Wasser, ausgehoben und zur Saigerung (IX) gegeben werden.

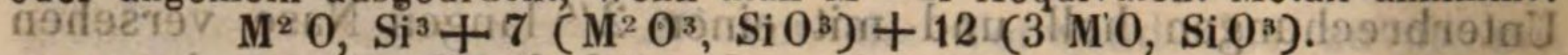
2. Frischschlacken mit 30—50 Pfd Blei, $\frac{1}{4}$ Loth Silber und einigen Pfunden Kupfer, werden von Zeit zu Zeit aus dem Vortiegel vom flüssigen Metall abgehoben und dem Krätzfrischen übergeben. Nach einer im chemischen Laboratorium zu Giessen vorgenommenen Untersuchung, hatte eine Reichfrischschlacke folgende Zusammensetzung:

	SiO ³ .	Al ² O ³ .	CaO.	PbO.	FeO.	Cu ² O.
I.	26,30.	10,26.	13,37.	41,42.	6,24.	2,04.
II.	26,06.	10,33.	13,68.	41,67.	6,21.	2,05.

I. ist das Resultat der Analyse II. ist berechnet nach der aus der Zusammensetzung hergeleiteten Formel:



oder allgemein ausgedrückt, wenn man $M=1$ Aequivalent Metall annimmt:



3. Ausschurkrätz zum Krätzfrischen.

Ausweis. In 1 Campagne von 10—12 Stunden Dauer excl. Abräumen und Ausschuren werden 51 Ctr. 60 Pfd. trockene Granalien bei einem Aufwand von 4 Karren Kohlen und 10 Balgen Koks verfrischt, woraus gewöhnlich 42 Arm- und 30 Reichfrischstücke, 6—8 Ctr. Schlacken und 1—2 Ctr. Ausschurkrätz erfolgen. Auf 1 Frischstück kommen etwa 7 Pfd. Schlacke. Durchschnittlich werden im Jahre 40 Kupferfrischen gemacht und dabei 2563 Ctr. nasse oder 2304 Ctr. trockene Granalien, 3600 Ctr. Krätzwerke, 2880 Ctr. Blei als Glätte und 7200 Ctr. Armwerke verbraucht, so dass in den Armfrischstücken auf 3 Theile Kupfer 8,4 Theile Blei und in den Reichfrischstücken auf 3 Theile Kupfer 9,4 Theile Blei kommen. Die Zahl der Armfrischstücke muss sich der Saigerung wegen immer durch 7, die der Reichfrischstücke durch 6 theilen lassen. Wenn es z. B. an Armwerken fehlt, so macht man wohl 56 Arm- und 18 Reichfrischstücke, zusammen 74 Stück. Die Löhne siehe beim Saigern (IX).

IX. Saigern der Frischstücke.

Allgemeines. Dieser Prozess beruht auf der verschiedenen Schmelzbarkeit des silberhaltigen Bleies und des silberarmen Kupfers in den Frischstücken, wenn dieselben einer erhöhten Temperatur ausgesetzt werden. Vollständig lässt sich auf diese Weise eine Trennung der einzelnen Verbindungen nicht erreichen, sondern es bleibt stets Werkblei beim Kupfer zurück, und da ersteres von letzterem demnächst durch Oxydationsprozesse (Darren und Garmachen) geschieden wird, so bleibt der grösste Theil seines Silbergehaltes beim Kupfer und geht somit verloren. Aus diesem Grunde werden die Granalien in den Armfrischstücken vollständiger entsilbert, als in den Reichfrischstücken

weil das in ersteren zurückgehaltene Werkblei silberärmer ist, als das der letzteren.

Saigerherd. Der Saigerherd (Taf. II. Fig. 23—25) hat folgende Dimensionen: Länge 5' 6", Breite einer Scharte 1' 10" bis 2' 6", Stärke derselben 3", Breite des Herdes 4' 5", Breite der Gasse oben 2', unten 1' 2", Höhe der Gasse 1' 8".

Verfahren. Man stellt auf einen Herd 7 Arm- oder 6 Reichfrischstücke in 3—5zölliger Entfernung von einander vertikal auf die geneigten Saigerscharten, welche von vorn nach hinten 7" ansteigen, und verhindert das Umfallen durch Dazwischenstellen von Holzpflöcken. Dann umgibt man den Herd mit Eisenplatten, legt oben auf die Frischstücke eine Kluft Holz der Länge nach, damit beim Einstürzen der Kohlen die Holzflöcke nicht wegfallen, dann auch zwischen die Eisenplatten und Frischstücke einige Klüfte Holz, darauf ein Bündel Reisig und stürzt Kohlen darüber. Nachdem auch die Zwischenräume zwischen den Saigerstücken mit Kohlen gefüllt sind und vorher die oben auf liegende Kluft weggenommen ist, zündet man ein Paar Holzklüfte in der Saigergasse an und füllt den Vortiegel mit glühenden Kohlen. Man sieht darauf, dass die Kohlen zuerst in der Nähe der mit dem Zuge versehenen Mauer durchbrennen. Nach einer halben bis drei viertel Stunden fängt das Werkblei an durch die Saigerritze hindurch zu tröpfeln und in den aus Gestübbe geschlagenen Vortiegel zu fließen. Man steigert allmählich die Temperatur durch Oeffnen der Züge in der gemauerten Rückwand des Herdes. Bei zu starker Hitze, namentlich zu Anfang, geht viel Kupfer mit ins Werkblei. Bei guten Kohlen gehen die Frischstücke schon das erste Mal ganz nieder; ist dies nicht geschehen, so werden nochmals welche aufgegeben. Von Zeit zu Zeit reinigt man Saigergasse und Saigerritze von Ansätzen und macht, wenn eben keine Werke mehr kommen wollen, ein frisches Flammenfeuer in der Saigergasse an. Bei guten Kohlen ist der Prozess nach 4—6 Stunden beendet, die Frischstücke sind gut niedergegangen und haben eine raue Oberfläche. Man thut die Saigerbleche weg, kellt die Armwerke zum Theil aus dem Vortiegel in neben gelegene Formen zu Stücken von $\frac{3}{4}$ —1" Dicke und etwa 25 Pfd. Gewicht aus und reißt das während dessen erkaltete, auf den Saigerscharten zurückgebliebene entsilberte bleiische Kupfer (Kiehnstöcke) mit eisernen Haken mit der Vorsicht herab, dass es nicht in allzukleine Stücke zerfällt, und lässt dasselbe völlig erkalten. Zuletzt werden noch Herd und Gasse von dem Krätz gereinigt, welcher aus oxydiertem Blei und Kupfer bestehend, sich besonders gegen das Ende des Prozesses bildet, wenn das Metall durch die Kohlen nicht mehr gegen die Einwirkung der Luft geschützt ist. Endlich werden die letzten Werke ausgekellt.

Producte. 1. Kiehnstöcke, Cu^{12}Pb , Kupfer mit 20—25 Pfd. Blei und etwa 1 Loth Silber. Ein von mir untersuchter Kiehn-

stock enthielt 78 Prct. Kupfer und 20 Prct. Blei. Kommen zum Darren.

2. Arm- und Reichwerke, Pb^{12}Cu , welche erstere durchschnittlich $2\frac{1}{4}$ Loth Silber halten und zum Reichfrischen verwandt werden, letztere aber mit etwa $3\frac{1}{2}$ —4 Loth Silber zum Treiben kommen. Beide Sorten enthalten 2—3 Prct. Kupfer. Die Armwerkstücke wiegen etwa 25 Pfd., die Reichwerkstücke 50 Pfd.

3. Saigerkrätze, auf die vorhin angegebene Weise gebildet, wird ins Krätzfrischen gegeben.

Ausweis. Von 42 Arm- und 30 Reichfrischstücken erfolgen bei einem Aufwand von $3\frac{3}{4}$ —4 Karren Kohlen und $1\frac{1}{4}$ Malter Rösteholz: 65—70 Ctr. Kiehnstöcke, 68—70 Ctr. Arm- und 58—60 Ctr. Reichwerke und 40—43 Ctr. Saigerkrätz. Man nimmt wohl an, dass beim Saigern pro Herd guter Frischstücke (je nachdem der Herd neuer oder älter ist) $\frac{3}{4}$ — $1\frac{1}{2}$ Ctr. Saigerkrätz fallen, also bei einem Frischen von 11 Herden 9—16 Ctr. Saigerkrätz.

Das Frischen und Saigern wird von 4 jedesmal zu einem Kupferofen gehörigen Arbeitern besorgt, welche zusammen für 35 Stück zu frischen und saigern 3 Thlr. 1 Ggr. 1 Pf. erhalten. Der ältere Schmelzer (Frischmeister) besorgt allein das Abstechen der Frischstücke und bekömmt für jedes $9\frac{2}{35}$ Pf.; der Schmelzer trägt die Beschickung zu den Armstücken auf, saigert 4—5 Herde ab und erhält pro Frischstück 8 Pf.; jeder der beiden Vorläufer, welche die übrigen Arbeiten reihum verrichten, empfängt pro Stück 4 Pf.

Für 72 Stücke in einer Campagne zu frischen werden 6 Thlr. 6 Ggr. 4 Pf. bezahlt, wovon der Frischmeister $\frac{1}{3}$, der andere Schmelzer $\frac{1}{3}$ und das letzte $\frac{1}{3}$ die beiden Vorläufer erhalten. Der Verwieger erhält für das Abwägen der Beschickung zu 35 Frischstücken 4 Ggr. $6\frac{3}{4}$ Pf.

Bleiverlust. Von den bei einem Frischen vorgeschlagenen $169\frac{1}{2}$ Ctr. Blei erfolgen 128 Ctr. wieder und der sich hieraus ergebende Verlust von $24\frac{1}{2}$ Prct. findet sich zwar zum grossen Theil in den Zwischenproducten und Abfällen (Frischschlacken, Saigerkrätz, Kiehnstöcken), kann aber nur zum geringen Theil gewonnen oder nutzbar gemacht werden. Breymann und Borchers geben (Bergwfr. II, 65) an, dass bei Erzeugung von 600 Mark Silber 150,000 Pfd. Blei verloren werden. Nach einem 10jährigen Durchschnitte von 1840—1849 sind auf der Frau Marien Saigerhütte jährlich 611 Mark Blicksilber aus der Kupferarbeit gewonnen und dazu verwendet: 1458 Ctr. Glätte, 499 Karren Kohlen, 2311 Balgen Koks, 280 Malter Rösteholz, 500 Schock Waasen, 1751 Thlr. für Verblasen, Frischen, Saigern, Darren und Treiben. Der Werth des Silbers wird durch den des Bleies fast ganz consumiert und die übrigen Kosten mit jährlich etwa 4000 Thlr. können als auf die Verbesserung des Kupfers verwendet angesehen werden.

X. Darren der Kiehnstöcke.

Allgemeines. Die Reinigung des entsilberten Kupfers von fremden Beimengungen muss noch durch mehrere Oxydationsprozesse geschehen, die man mit Darren, Verblasen und Garmachen bezeichnet. Erstere beiden Manipulationen, mit grösseren Quantitäten Schwarzkupfer ausgeführt, dienen gewöhnlich als Vorarbeiten für das Garmachen, welches zur möglichst vollständigen Abscheidung der Unreinigkeiten mit kleinern Kupfermengen unternommen wird. Das Verblasen, ein Einschmelzen des Kupfers in einem Flammofen bei Gebläseluft, ist ein weit kräftigerer Oxydationsprozess, als das Darren, welches in einem blossen Glühen der Kiehnstöcke bei Luftzutritt besteht, und wird hauptsächlich bei sehr unreinen Kupfern angewandt. Zu Oker bedarf es nur eines Darrens der Kiehnstöcke, weil die Hauptreinigung des Kupfers durch ein Verblasen schon vor der Entsilberung vorgenommen wird. Man erreicht damit eine gleichzeitige theilweise Wiedergewinnung des in den Kiehnstöcken enthaltenen Silbers, welches in den Pickschiefer und die Darrschlacke gehend, bei der Krätzfrischarbeit mit ausgebracht wird, während dagegen beim Verblasen der Kiehnstöcke der Silbergehalt in den Schlacken verloren geht. Während das Saigern möglichst bei Luftabschluss geschieht, so muss die Luft beim Darren Zutritt haben, damit sich die Unreinigkeiten, namentlich das Blei, oxydieren und verschlacken können.

Darrosen. Der Ungarische Darrofen (Taf. II. Fig. 26 und 27) besteht aus einem überwölbten Raume, welcher hinten mit Mauerwerk *c* und zu beiden Seiten mit einer Feuerung *p* versehen ist und an der offenen Vorderseite mit einem vertikalen Schieber *d* bis auf die Bänke oder Balken *a* geschlossen werden kann. Letztere sind auf der Sohle des Gewölbes in *l'* weiten Zwischenräumen (Darrgassen *b*) errichtete, an den Aussenseiten mit Eisenplatten versehene Mauern von 13" vorderer Breite, 2' Höhe und 9' 6" Länge nach hinten. In der Hinterwand sowohl als im Gewölbe befinden sich Oeffnungen *h* und *i* zur Regulierung des Zuges. Die Sohle *c* der Darrgassen ist mit 7" Fall nach vorn aus Barnsteinen gemauert und wird vor dem Gebrauch des Ofens mit einem Ueberzug von Gestübbe versehen, so wie auch theilweise der Deckel des Wasserbassins *q* vor dem Ofen.

Leitung des Darrens. Beim Besetzen des Ofens lehnt man anfangs immer 2 Kiehnstöcke über den Darrgassen oben gegen einander, während sie auf den Darrbänken ruhen und füllt dann den Raum darüber bis oben unter das Gewölbe mit den Kiehnstöcken von gewöhnlich 2 Frischen (etwa 100—135 Ctr.) an. Der Erfolg der nachfolgenden Arbeit hängt besonders davon ab, dass die Stücke weder zu fest, noch zu locker liegen, damit der Zug weder zu stark noch zu schwach wird. Nachdem der Schieber *d* herabgezogen, durch die beiden neben den

Schürlöchern angebrachten Oesen, so wie auf die in den Darrbänken befestigten Haken eine Eisenstange gelegt und das hinterste Zugloch oben im Gewölbe geöffnet ist (es sind deren 4 in einer Reihe von vorn nach hinten vorhanden), bringt man das Kupfer durch etwa 4stündiges Waasenfeuer im Windofen zum Rothglühen. Hierauf beginnt man auch eine etwa 10stündige Feuerung mit Holzscheiten in den Darrgassen, indem die Scheite zur vollständigeren Verbrennung mit dem vorderen Ende auf das vor den Darrgassen angebrachte Eisen gelegt werden, wobei man allmählich die Zugöffnungen im Gewölbe von hinten nach vorn öffnet und die vorhergehenden immer schliesst, um das Feuer in dieser Richtung im Ofen zu leiten. Die 4 Zuglöcher in der Hinterwand bleiben gewöhnlich ganz geschlossen, weil sie das Feuer zu sehr nach hinten locken würden. Man feuert deshalb zuerst im Windofen, damit Zug im Ofen entsteht, welcher dann das Verbrennen der Holzscheite in den Gassen unterhält.

Durch eine in dem Schieber gelassene, mit einem Eisenblech verschliessbare Oeffnung beobachtet man von Zeit zu Zeit das Glühen des Kupfers. Dasselbe darf nicht weissglühend werden, weil es sonst leicht mit dem sich verschlackenden Blei in die Darrgassen herabschmilzt. Nach etwa 6stündiger Feuerung tröpfelt etwas Werkblei in die Gassen, dann folgt eine dünnflüssige (wilde) dunkle Schlacke in reichlicher Menge; sie wird gegen das Ende des Prozesses immer zäher und bei zunehmender rother Farbe erscheint sie immer spärlicher, was dann ein Kennzeichen zur Beendigung des Prozesses abgibt. Man zieht sie von Zeit zu Zeit mit einer Kratze aus der Darrgasse und hält etwa in dieselbe hineingefallene Kiehnstöcke fürs nächste Darren aus. Anfangs schützt das durch die Hitze aus dem Innern der Kiehnstöcke an die Oberfläche getriebene Werkblei das Kupfer zum grossen Theile vor Verschlackung, indem sich das oxydierte Kupfer mit dem metallischen Blei zu Kupfer und Bleioxyd umsetzt; diese tritt aber ein, sobald der Bleigehalt bis zu einer gewissen Grenze abgenommen hat. Zeigt die Beschaffenheit der Schlacke und das Verschwinden der Metaldämpfe über den zusammengegangenen Kiehnstöcken die Beendigung des Prozesses an, so stellt man das Feuern ein und öffnet einen vor den zuvor gesäuberten Darrgassen in der Hüttensohle gelegenen Wasserkasten *q*, welcher während des Prozesses mit einem hölzernen mit Gestübbe beschlagenem Deckel versehen war. Der Deckel wird so aufgestellt, dass er den Arbeitern Schutz gegen die Hitze und gegen Verletzungen durch umherspringende glühende Kupferstückchen gewährt. Die gedarrten Kiehnstöcke (Darrlinge) werden, nachdem der Schieber aufgezo- gen, in noch glühendem Zustande mit eisernen Haken in den Wasserkasten herabgerissen, wobei sich, wegen der plötzlichen Abkühlung, die oxydierte silberhaltige Kruste (Pickschiefer) ablöst, was nothwendig ist, wenn ihr Gehalt an Silber beim

demnächstigen Garmachen der Darrlinge nicht verschlackt werden und verloren gehen soll. Früher liess man die Darrlinge im Ofen erkalten, nahm sie dann heraus und befreite sie durch Klopfen (Abpicken) mit spitzen Hämmern von der Oxydkruste, daher der Name Pickschiefer für letztere. Nachdem das durch communicierende Behälter abfliessende Wasser sich entfernt hat, werden die erkalteten Kiehnstöcke aus dem Bassin herausgebracht.

Producte. 1. Darrlinge mit 85—90 Pfd. Kupfer (nach einer Probe mit 88 Prct. Kupfer und 11 Prct. Blei) und 1—1½ Loth Silber. Werden gemeinschaftlich mit den ungesaigerten Kupferrostschwarzkupfern im kleinen Herde gar gemacht (XI).

2. Pickschiefer besteht im Wesentlichen aus oxydier-tem Blei und Kupfer, gemengt mit metallischem Kupfer. Er hält 75—80 Prct. bleiisches Kupfer, (nach einer Probe z. B. 62 Pfd. Kupfer und 13 Pfd. Blei) und 1½ Loth Silber und kommt zum Krätzfrischen. Während beim Verblasen der Kiehnstöcke nur wenig Silber in die Schlacken geht, so wird beim Darren der Pickschiefer und die Darrschlacke weit reicher daran, indem dabei das im Innern der Kiehnstöcke befindliche Werkblei an die Oberfläche tritt und das Silber wegen der vorhandenen zu niedrigen Temperatur sich nicht mit dem metallischen Kupfer vereinigen kann. Beim Verblasen dagegen, wo sämtliche Stoffe in Fluss versetzt sind, vereinigt sich das zum Verschlacken wenig geneigte Silber lieber mit dem Kupfer.

3. Darrschlacke mit 60—70 Pfd. Blei und anfangs mit ⅛ Loth, gegen das Ende mit 1½ Loth Silber und bis 20 Pfd. Kupfer. Kommt zum Krätzfrischen.

4. Darrherd, Ofenbruch, Pochwerkskrätz, mit variablem Metallgehalt. Wird gepocht, gesetzt und als Pochwerkskrätzschlieg in Schichten von 8 Scherben mit etwas Kupfererzschlacke im Krummofen verschmolzen, wobei folgende Producte fallen:

a. Pochwerkskrätzschwarzkupfer mit 3—3½ Loth Silber, zum Krätzfrischen.

b. Stein wird mit dem Garschlackenstein (4. Capitel) weiter verarbeitet.

c. Schlacke kommt auf die Bleierzschichten.

Ausweis. Die Kiehnstöcke von 2 Frischen (etwa 130 Ctr.) geben bei einem Aufwand an 12—14 Stunden Zeit und 7 Malter Röstholz etwa 89 Ctr. Darrlinge, 35 Ctr. Darrschlacken und 14 Ctr. Pickschiefer. Die Arbeit geschieht im Tagelohn von den Garknechten und Hofknechten. Im ersten Vierteljahre von 1853 sind 10 Kupferfrischen à 42 Arm- und 30 Reichfrischstücken gethan, nur beim 1. und 8. Frischen sind 56 Arm- und 18 Reichfrischstücke gemacht. Die Beschickung bestand für jedes Armfrischstück aus 80 Pfd. trockenen (89 Pfd. nassen) Granalien, 1¼ Ctr. Krätzwerken und 1 Ctr. Glätteblei (d. h. 120 Pfd. Glätte); für jedes Reichfrischstück aus 80 Pfd. trocknen Granalien und

21½ Ctr. Armwerken, so dass zu den 448 Arm- und 276 Reichfrischstücken verbraucht sind 579 Ctr. 20 Pfd. trockne Granalien, 560 Ctr. Krätzwerkblei, 448 Ctr. Glättblei und 690 Ctr. Armwerke. Bei einem Frischen erfolgten 4—7 Ctr. Frischschlacken; beim Saigern sämtlicher Frischstücke 726 Ctr. Armwerke, 534 Ctr. Reichwerke und 673 Ctr. Kiehnstöcke (und 39—53 Ctr. Saigerkrätze pro Frischen). Die 673 Ctr. Kiehnstöcke lieferten beim Darren in 5 Malen 446 Ctr. Darrlinge, 41½ Ctr. Pickschiefer und 198½ Ctr. Darrschlacke.

XI. Garmachen der Darrlinge im kleinen Herde.

Allgemeines. Durch ein oxydierendes Schmelzen (Garmachen) des Schwarzkupfers bezweckt man die Entfernung der fremden Beimengungen Fe, Ni, Sb, As, Pb, Zn etc., welche sich ausser Silber und Gold leichter oxydieren und verschlacken, als das Kupfer. Ist der Gehalt des Kupfers an Silber so bedeutend, dass sich eine Ausziehung desselben lohnt, so wird diese vor dem Garmachen ausgeführt.

Nach der Beschaffenheit der Schmelzapparate unterscheidet man:

I. Das Garmachen im kleinen Herde. Dasselbe eignet sich nur für reine, möglichst antimon- und arsenfreie Schwarzkupfer, weil bei nicht zu vermeidender Gegenwart von Kohle die von der Gebläseluft oxydierten Unreinigkeiten theilweise wieder reducirt und ins Garkupfer geführt werden.

Dieser Prozess ist ein steter Kampf zwischen Oxydation und Reduction bei grosser Brennmaterialverschwendung und liefert kein gleichartiges ductiles Product. Selbst reinere Schwarzkupfer erlangen im kleinen Garherde die zu ihrer Verarbeitung erforderliche Geschmeidigkeit und Dehnbarkeit nicht, sondern müssen eine nochmalige Reinigung durch das Hammergarmachen erleiden. Sehr unreine Schwarzkupfer, welche nicht direct auf dem kleinen Herde behandelt werden können, werden wohl zuvor durch ein rein oxydierendes Schmelzen (Verblasen) in einem Gebläseflamofen gereinigt. Unreinere Kupfer macht man gewöhnlich, aber immer auf Kosten eines Kupferverlustes und eines grössern Brennmaterialaufwandes, übergar, d. h. man setzt die Oxydation so weit fort, dass sich Kupferoxydul bildet, wo dann der grösste Theil der fremden Beimengungen abgeschieden ist. Das Kupferoxydul spielt beim Garungsprozess eine Hauptrolle. Auf der Oberfläche des Kupfers gebildet, hat es die Eigenschaft, sich mit demselben zu mengen und dabei die Unreinigkeiten zu oxydieren, welche dann als Schlacke oben auf gehen. Zu jung bleibt das Kupfer, wenn der Oxydationsprozess zu früh unterbrochen wird. Um die richtige Gare zu beurtheilen, nimmt man von Zeit zu Zeit mit einem blanken cylindrischen Eisen (Gareisen) in der Weise Proben, dass man dasselbe durch die Form in die flüssige

Metallmasse taucht und die Farbe, Dicke, das Gefüge etc. der anhaftenden und abgeschlagenen Kupferschicht (Garspahn) beobachtet. Auf den einzelnen Hüttenwerken variieren diese Kennzeichen nach der Qualität des Kupfers.

Nach dem Garwerden reißt man das Kupfer in Scheiben (Rosetten) aus dem Herde und dasselbe pflegt um so besser zu sein, je dünner, glatter und kupferfarbiger die Scheiben ausfallen. Diese sind jedoch immer ungleichartig; während die oberen gar sind, sind es die mittleren weniger und am wenigsten die Könige.

Man hat auf einigen Schwedischen Hütten das Scheibenreissen gegen das Schöpfen des Kupfers in Formen ausgetauscht, um die gefährlichen Explosionen und den Verlust an abbröckelndem Kupfer beim Transport der Scheiben zu vermeiden, so wie auch durch die mögliche Signierung der Kupferbarren den Gewinnungsort bekannt zu machen, während die Scheiben aus allen Werkstätten mehr oder weniger gleich sind (Bergwfr. V. 325; XIII. 458).

Heisse Gebläseluft, welche bei Reductionsprozessen erfahrungsmässig mehr leistet, als bei Oxydationsprozessen, bewirkt ein zu rasches Einschmelzen und zu langes Garen des Kupfers (Bergwfr. I. 185); Bredberg kürzt die Garungszeit durch einen Kieselerdezusatz ab, welcher besonders günstig auf die Verschlackung des Bleies wirkt, und hält für bleireiche Schwarzkupfer einen stark kalkhaltigen Herd sehr geeignet, weil derselbe Bleioxyd einsaugt (Bergwfr. V. 321, XIII. 457). — Kalk- und Kalizuschläge zeigen beim Garmachen keinen bedeutenden Einfluss (Lamp., Fortschr. 1839, pag. 140.) — Nasse Kohlen erhöhen den Zeitaufwand und in Folge dessen den Kupferverlust durch Verschlackung und Verflüchtigung; zu weiche (Birken-, Aspenkohlen etc.) und zu harte Kohlen (Eichen-, Buchenkohlen etc.) sind weniger wirksam als Kiefern- und Tannenkohlen (Bergwfr. I. 153). Zur Reinigung sehr unreiner Kupfer empfiehlt Augustin die Anwendung des Schafhäutischen Mittels (Bergwfr. I. 129). Thomson reinigt schlechtes Kupfer durch Umschmelzen mit Glas und Kupferhammerschlag (Bergwfr. II. 31; Dingl. LXXIII. 283).

Das im kleinen Herde erzeugte Kupfer geht in seinem rohgaren Zustande entweder in den Handel, wie sämtliches Oberharzer und zum Theil auch das Unterharzer Kupfer, oder es wird, um ihm die zum Hämmern, Walzen etc. erforderliche Dehnbarkeit zu geben, noch hammergar gemacht. Diese Operation, welche z. B. mit einem Theil der an die Messinghütte abgegebenen Unterharzer Kupfer zu Oker vorgenommen wird, besteht in einem nochmaligen Einschmelzen des Kupfers im kleinen Herde, wobei man nach Umständen mehr oxydierend oder mehr reducierend aufs Kupfer wirkt. Letzterer Fall ist der am häufigsten eintretende, wenn es auf die Reduction des in übergarem Kupfer enthaltenen Kupferoxyduls ankommt, welches

das Kupfer kaltbrüchig macht. Bleibt die Kohle mit dem Kupfer zu lange in Berührung, so wird dasselbe kohlehaltig und brüchig. Man setzt dann wohl einige Scheiben frischen Kupfers wieder zu. Den Grad der Gare ermittelt man durch viele rasch hinter einander mit einem kleinen Gareisen genommene Proben (Garspäne), welche sehr dünn sein und sich in Wärme und Kälte biegen lassen müssen, ohne zu brechen. Ist dies der Fall, so wird das Kupfer, wenn es bis zu einer gewissen Temperatur abgekühlt ist, in gusseiserne Stücke zu sogenannten Hartstücken ausgegossen, welche noch rothwarm unter dem Hammer abgepocht und hierbei von anhaftendem Glühspahn (Kupferasche) befreit werden.

Man wendet auf dem Kupferhammer zu Oker beim Hammergarmachen seit einiger Zeit erhitzte Gebläseluft an, wobei unter Brennmaterialersparung ein besseres Kupfer erfolgt. Bei kalter Luft braucht man auf 1 Ctr. hammergares Kupfer $\frac{4}{5}$ Maass Kohlen, bei heisser nur $\frac{1}{2}$ Maass; der Kupferabgang betrug in beiden Fällen $2\frac{4}{5}$ Pfd. Bei Raffinierversuchen im Flammofen giengen auf 1 Ctr. hammergares Kupfer, bei einem Kupferabgang von $37\frac{7}{10}$ Pfd., $\frac{5}{8}$ Maass Kohlen, wenn man 2 Malter Röstehölz = $21\frac{1}{2}$ Schock Waasen = 1 Karren Kohlen rechnet.

Auch in England wendet man beim Raffinieren des Kupfers im Flammofen während der ersten oxydierenden Periode heisse Luft an, wodurch der Prozess abgekürzt wird (berg- u. hüttenm. Ztg. 1852, pag. 536).

Im Mansfeldschen hat man versucht, Schwarzkupfer im kleinen Herde durch Umrühren mit grünen Holzstangen (Polen), wie dies beim Kupferraffinieren im Flammofen geschieht, sogleich hammergar zu machen. Dies gelang zwar, allein nur mit einem bedeutenden Zeit- und Brennmaterialaufwande.

Zuschläge von Kieselerde, kali- und kalkhaltigen Substanzen zur Verbesserung des Kupfers haben kein anwendbares Resultat gegeben (Lamp. Fortschr. 1839, pag. 140).

2. Das Garmachen im Flammofen mit Gebläseluft (auf dem grossen Herde oder im Spleissofen). Das oxydierende Schmelzen geschieht in einer Art Treibofen bei Zutritt von Gebläseluft, bei Anwendung rohen Brennmaterials und bei einem bedeutenden Kupfereinsatz, wo dann bei dem Getrenntsein des Brennmaterials von dem Kupfer eine weit vollständigere Reinigung durch kräftige Verschlackung der beigemengten Metalle stattfindet. Sehr unreine Kupfer lassen sich nur auf diese Weise zweckmässig reinigen, wenn man sie etwas übergar macht. Werden dieselben zweimal im Spleissofen garm gemacht, so nennt man das erste Garmachen Verblasen.

Man ertheilt dem Garkupfer im Spleissofen gewöhnlich nur die Rohgare und reisst es, ohne das Kupferoxydul entfernt zu haben, in Scheiben.

Der Verschlackung widerstehen, wegen ihrer grossen Verbindungsfähigkeit mit Kupfer, am meisten Nickel, Zinn, Antimon

und Wismuth. Ein bedeutender Nickelgehalt wirkt dem Flüssigwerden der Masse sehr entgegen und es bildet sich, wie z. B. beim Verblasen des nickelreichen Verblaseschlackenkupfers zu Altenau eine mehr gesinterte nickelreiche Kruste, als eigentliche Schlacke. Ist neben Nickel noch Antimon vorhanden, so entsteht ein mit sogenanntem Kupferglimmer (CuO , NiO)¹² SbO_3 durchzogenes Garkupfer, welches sehr kaltbrüchig ist.

Zur Beschleunigung der Abscheidung des Kupferglimmers, so wie der letzten Antheile der fremden Beimengungen setzt man beim Garen etwas Blei zu, welches einen Theil des Kupferoxyduls reducirt, sich in Oxyd verwandelt, in diesem Zustande Sauerstoff an die fremden Oxyde abgibt und sie dann verschlackt. Das Bleioxyd hat die Eigenschaft, mit leichtflüssigen Oxyden in allen Verhältnissen zusammen zu schmelzen, von den schwerschmelzigen aber nur gewisse Quantitäten aufzunehmen und sich mit manchen Schwefelmetallen zu Oxysulphureten zu vereinigen. Um das Blei wieder möglichst vollständig abzuscheiden, ist eine längere Zeit fortgesetzte Behandlung des flüssigen Metalles erforderlich, was nicht ohne einen bedeutenden Kupferverlust und ohne dass das Kupfer durch das fortwährende Zuströmen der Luft oxydulhaltig wird, geschehen kann. Neuerdings hat man geringere Mengen Kupferglimmer ohne Bleizusatz durch ein Aufsprudelnlassen des Kupfers mittelst eingetauchter ellerner Stangen entfernt.

Zu Oker werden nur die Kupferrostscharzkupfer und die gesaigerten Rohrostscharzkupfer im kleinen Herde gargemacht, alle anderen unreinern Kupfersorten aber, wie die vom Verschmelzen der Gar- und Verblasenschlacken, des Abzugsteins und des Krätzes im Spleissofen, entweder direct oder nachdem sie vorher verblasen sind, gargemacht. Man wirft dieser Methode wohl einen bedeutenderen Kupferverlust durch Verschlackung vor; die zu erlangende Reinheit des Kupfers überwiegt aber jedenfalls diesen Verlust, falls er wirklich stattfinden sollte, weshalb man auch das Okersche Verfahren des Garmachens im Spleissofen an verschiedenen Orten eingeführt hat. Am Oberharze hat man erst ganz neuerlich zu Altenau dieses Verfahren versuchsweise angewandt und bislang alles Scharzkupfer im kleinen Herde gargemacht, nachdem dasselbe entweder im Spleissofen verblasen war (Krätzkupfer) oder nicht (Kieskupfer).

Die Anwendung der Spleissöfen ist eine Annäherung an das Englische Verfahren, nur steht sie dem letzteren darin nach, dass man in ihnen den Oxydations- und Reductionsprozess nicht, wie in dem Englischen Raffinierofen, wechseln und dadurch selbst aus ziemlich unreinem Scharzkupfer direct ein hammergares Kupfer darstellen kann.

Da im Allgemeinen die Englischen Hütten reichere und reinere Kupfererze, als die Deutschen verarbeiten, so wird sich

der vollkommnere Englische Prozess, besonders beim Schwarzmachen und Raffinieren, um so zweckmässiger für unreinere Erze anwenden lassen.

3. Das Garmachen in einem Flammofen ohne Gebläseluft (Englisches Raffinierverfahren).

Dieses Verfahren*) ist, streng nach wissenschaftlichen Principien beurtheilt, höchst rationell, gestattet gleich ein Hammergarmachen des Kupfers und ist ausserdem grossartig durch das zur Bearbeitung kommende Kupferquantum, weshalb dasselbe in Deutschland immer mehr Eingang findet.

Zwar ist das Ausbringen beim Raffinieren etwas geringer, als beim Garmachen im kleinen Herde, allein die Gewichts-differenz ist bei der grösseren Reinheit des Kupfers nicht direct als Verlust in Anrechnung zu bringen. Dieser wird durch die Behandlung grösserer Massen und die damit verbundene bedeutende Brennmaterialersparung reichlich aufgewogen. Letztere wird um so beträchtlicher ausfallen, je grösser die Kupferproduction ist. Kleinere Etablissements werden von dem Englischen Raffinierverfahren weniger oder gar keinen Vortheil ziehen, weil für eine kleinere Production die Herstellung und Erhaltung des Apparates zu kostspielig ist und, weil kurze Campagnen das jedes Mal erforderliche lange Anwärmen des Ofens weniger übertragen, der durch Materialersparung zu erziehende Gewinn zur Deckung der Zinsen des grösseren Anlagecapitals nicht hinreicht.

Dieser Umstand tritt der Einführung des Raffinierens auf den Harzer Hütten in den Weg, da bei der geringen Production von durchschnittlich 1150 Ctr. Kupfer am Oberharze und 4000 Ctr. am Communion-Unterharze der Raffinierofen nur verhältnismässig kurze Zeit gespeist werden könnte. Dazu kommt noch der Umstand, dass das raffinierte Kupfer trotz seiner vorzüglichen Qualität in Deutschland noch keinen allgemeinen Eingang gefunden hat, weil die Mehrzahl der Consumenten mit den Eigenschaften und der Behandlung des gewöhnlichen Garkupfers einmal vertraut, dasselbe dem neuen vorzüglicheren Producte, dessen Verhalten in der Schmelzhitze etc. eine andere als die gewohnte Behandlung erheischt, vorzieht. Daher kommt es, dass z. B. im Mansfeldschen von der ganzen jährlichen Kupferproduction von 21,000 Ctr. etwa nur $\frac{1}{7}$ an raffiniertem Kupfer auf besondere Bestellung abgegeben wird.

Das Kupferraffinieren ist einer der schwierigsten und subtilsten hüttenmännischen Prozesse, erfordert deshalb umsichtige und eingeübte Arbeiter, welche mit dem Verhalten des Kupfers bei Schmelzhitze, vor Allem aber mit den Einflüssen bekannt sein müssen, die Kohle und Luft, so wie metallische Beimengungen darauf ausüben.

*) Le Play, Beschreibung der Kupferhüttenprozesse in Wales. Deutsch von Hartmann, 1851. — Gurlt, Bemerkungen über die neueren Fortschritte des Kupferhüttenprozesses in England (berg- und hüttenm. Ztg. 1852, Nr. 16. — Grützner, c. l. pag. 99.)

Das Verfahren beim Raffinieren ist kurz folgendes: Das Schwarzkupfer wird in einem mit sorgfältig eingebranntem Herde versehenen Flammofen,*) dessen Construction für das Gelingen des Prozesses sehr wesentlich ist, um so langsamer eingeschmolzen, je unreiner dasselbe ist. Durch verstärkte Luftzuführung werden alsdann die fremden Beimengungen möglichst vollständig verschlackt. Sobald die Schlacke einen gewissen Flüssigkeitsgrad und durch Aufnahme von Kupferoxydul eine röthliche Färbung erlangt hat, ist Eisen und Zink ziemlich vollständig, das Blei zum grössten Theil entfernt, dagegen unvollständig Antimon, Nickel, Kobalt und Schwefel.

Um auch diese Stoffe zu beseitigen, lässt man auf das Verblasen ein Braten folgen, welche Operation darin besteht, dass man sich bei Luftzutritt und einer gewissen Temperatur auf dem Metallbade eine kupferoxydulreiche Schlacke bilden lässt, deren Sauerstoffgehalt jene Stoffe oxydiert. Kobalt und Nickel verschlacken sich, Antimon und Schwefel werden zum grossen Theil verflüchtigt. Letzterer verwandelt sich in schweflige Säure und entweicht unter Zischen und starkem Sprühen (Braten) des Kupfers.

Die Bratperiode ist vollendet, sobald bei einer genommenen Schöpfprobe die Erscheinung des Aufsteigens oder Laufens eintritt, welche darin besteht, dass auf der erstarrten ebenen Oberfläche aus dem Innern metallisches Kupfer in die Höhe getrieben wird. Gleichzeitig zeigt die Schöpfprobe beim Zerbrechen im Schraubstocke auf dem Bruche ein schuppigkörniges Gefüge bei purpurrother Farbe und eine Menge gelblich glänzender Poren und grösserer Blasenräume. Auf manchen Hütten lässt man das Kupfer gegen Schluss der Brateperiode erstarren (sich setzen) und bringt dasselbe dann durch Erhöhung der Temperatur bis zur Weissgluth zum raschen Schmelzen, wobei sich viel Kupferoxydul bildet, welches die letzten Spuren von Verunreinigungen abscheidet.

In dem bezeichneten Zustande hat das Kupfer die Eigenschaften des im kleinen oder grossen Herde erzeugten Rosettenkupfers und ist übergar. Um es in den hammerbaren Zustand überzuführen, schreitet man zum Zähemachen oder Polen, welche Operation in dem Umrühren des Metallbades mit lufttrocknen Holzstangen besteht. Man unterscheidet ein Dichtpolen und Zähepolen. Ersteres bezweckt neben einer unvollständigen Reduction des Kupferoxyduls die Entfernung der letzten Spuren fremder Beimengungen, namentlich des Schwefels, welcher dem Kupfer die später zu erwähnende Eigenschaft des Steigens ertheilt. Geben Löffelproben keine Anzeigen des Steigens mehr, so folgt das Zähepolen, die Reduction des

*) Als eine zweckmässige Verbesserung an dem Feuerungsraume der Flammöfen sind die Treppenröste zu bezeichnen, welche bei bedeutender Brennmaterialersparung die Verwendung des schlechtesten Kohlenkleins gestatten (Tunners Jahrb. 1852, II. Jahrg. 246).

Kupferoxydul durch die aus dem Holze unter Aufschäumen des Kupfers (poling) entwickelten reducirenden Gase. Man nimmt dann öfters Proben, prüft dieselben durch Biegen im Schraubstock, durch Hämmern im kalten und warmen Zustande auf ihre Festigkeit und Geschmeidigkeit, beobachtet das Gefüge und die Farbe des Bruches etc. Je mehr sich das Kupfer der Hammergare nähert, um so mehr geht der anfangs grobkörnige, matte Bruch mit dunkelziegelrother Farbe in einen dichten, metallisch glänzenden Bruch mit blassrother Farbe (Kupfereisenfarbe) über. Beim Zerschlagen eines Zaines zeigt sich ein feinfaseriger Bruch mit Seidenglanz. Bruchansehen und Farbe sind oft nach der Beschaffenheit der verschiedenen Kupferarten trügerisch, weshalb man nicht unterlassen darf, die Haltbarkeit des Kupfers durch einen Probezain zu untersuchen.

Wird das Polen zu früh unterbrochen, so fehlt dem Kupfer die schöne hellrothe Farbe, der wahre Metallglanz und das feine zackige Korn, es hält noch Kupferoxydul und wird dadurch kaltbrüchig, d. h. es besitzt in gewöhnlicher Temperatur eine geringere Zähigkeit und Festigkeit. Setzt man das Polen zu lange fort, so nimmt das Kupfer Kohle auf und wird rothbrüchig. Man muss alsdann nach Entfernung der Kohlendecke den Sauerstoff wieder einwirken lassen, was immer mit Zeit- und Kupferverlust und der Entstehung eines weniger geschmeidigen Kupfers verbunden ist.

Hat es die richtige Beschaffenheit erlangt, so schöpft man es mittelst eiserner Kellen bei fortwährend unterhaltener Feuerung in eiserne Formen aus, indem fortwährend Probe genommen wird. Ein Abstechen hat bislang noch nicht gelingen wollen, weil das Kupfer leicht im Stiche erstarrt und dieser nicht hält. Vom Beginn der Periode des Polens bis zum Ende ist die Oberfläche des Metallbades mit Holzkohlen bedeckt, damit das Kupfer durch Sauerstoffaufnahme nicht wieder übergar wird.

Unreines antimon-, arsen-, schwefel- etc. haltiges Kupfer unterwirft man vor dem Raffinieren wohl einem Braten oder Roasten, d. h. man erhitzt dasselbe anhaltend, ohne dass es schmilzt, bei Zutritt von atmosphärischer Luft. Dabei bildet sich Kupferoxyd, welches beim demnächstigen raschen Einschmelzen des Kupfers die fremden Beimengungen oxydiert und zur Verschlackung und Verflüchtigung geneigter macht. Auch gibt man wohl gegen das Ende des Raffinierprozesses einen Bleizusatz, welcher in der pag. 115. angeführten Weise wirkt, ausserdem aber auch ein Steigen des Kupfers verhüten soll, welches letztere aber besser durchs Polen beseitigt wird.

Wenn man hammergares Kupfer bei zu hoher Temperatur in Formen giesst, so dehnt es sich aus, es steigt in denselben und erhält im Innern Blasenräume und undichte Stellen, welche dasselbe zur weitem Bearbeitung unter Hämmern und Walzwerken untauglich machen. Den Grund dieser Erscheinung

suchen Einige in Cohäsionsverhältnissen, in dem Eintritt einer krystallinischen Bildung im Innern der Masse, indem das bei hoher Temperatur ausgegossene Kupfer bei dem Erstarren einen kleineren Raum, als im flüssigen Zustande annimmt und das flüssige Kupfer durch die erstarrte Decke dringt und im Innern undicht wird. Hierfür spricht die Erfahrung, dass bei möglichst niedriger Temperatur ausgekelltes Kupfer wegen des gleichmässigen Erstarrens nicht steigt. Nach Marchand und Scheerer (Erdm. Journ. für pract. Chemie XXVII. 195) hat Kupfer die Eigenschaft, ähnlich wie Silber, im geschmolzenen Zustande die Luft zu zerlegen und den Sauerstoff derselben zu absorbieren. Dieser bringt beim Erkalten des Kupfers eine dem Spratzen ähnliche Erscheinung hervor, in Folge dessen das Innere des Kupfers undicht wird. Auch lassen sich durch das rapide Entweichen desselben die bei nicht gehöriger Vorsicht Unglücksfälle herbeiführenden Explosionen erklären, welche entstehen, wenn man flüssiges Kupfer in Wasser fliessen lässt, wie beim Granulieren zu Oker (Erdm., Journ. für ökon. und techn. Chemie XII. 204) oder wenn man beim Scheibenreissen auf die noch nicht erstarrte Oberfläche Wasser bringt. Bei der dadurch herbeigeführten raschen Abkühlung entweicht der Sauerstoff plötzlich und wirft das Kupfer umher. Auch erklärt sich daraus die Entstehung des Streu- oder Spritzkupfers, welches entsteht, wenn man die Oberfläche des bei hoher Temperatur eingeschmolzenen Kupfers entblösst und der Erstarrung aussetzt, wobei dann der mit hörbarem Zischen entweichende Sauerstoff Kupfertheilchen mit in die Höhe reisst.

Eine andere Ursache des Steigens liegt nach Böttger (Bergwfr. XIV. 701) in dem Schwefelgehalte des Kupfers, welcher, wenn auch nur spurenweise, als Schwefel oder schwefelsaures Salz vom Kupfer zurückgehalten wird. Kommt nun bei hoher Temperatur der Schwefel mit noch im Kupfer enthaltenen Oxyden, z. B. Kupferoxydul, oder die Schwefelsäure mit Kohle in Berührung, so entwickelt sich schweflige Säure, welche die genannten Erscheinungen hervorbringt. Für die Böttgersche Annahme, dass ein Schwefelgehalt das Steigen veranlasse, spricht die auf dem Okerschen Kupferhammer gemachte Erfahrung, dass das Kupfer gern steigt, wenn es mit Kohlen hammergar gemacht wird, die längere Zeit im Freien und an einem den Schwefeldämpfen der nahen Frau Marien Saigerhütte zugänglichen Orte gelegen haben.

Man verhindert das Steigen

1. dadurch, dass man das Kupfer bei der richtigen Temperatur ausgiesst, welche zu treffen grosse Uebung erfordert. Die zur Beurtheilung dieser Temperatur leitenden empirischen Kennzeichen sind gewöhnlich das Geheimnis Einzelner. Besonders schwierig ist der richtige Grad der Temperatur zum Ausgiessen zu treffen, wenn das Kupfer in Flammöfen mit einem sehr niedrigen Gewölbe gargemacht wird.

2. durch Zusatz geringer Mengen Blei oder Zink, welche das Kupfer in einer viel niedrigeren Temperatur schmelzen machen, bei welcher die Oxydation und Verschlackung der fremden Bestandtheile mehr begünstigt ist, als bei einer hohen Temperatur. Aus diesem Grunde pflegt unreines Kupfer nicht zu steigen und zu sprühen, weshalb über den kleinen Harzer Garherden, worin fast stets ein übergares Kupfer erzeugt wird, keine Flugstaubkammern angebracht sind, während dies im Mansfeldschen geschehen ist, wo man das Kupfer gerade gar zu machen sucht. Auch wird durch den Bleizusatz die schweflige Säure unter Bildung von Bleioxyd und Schwefelblei entfernt. Durch einen geringen Zusatz an Blei pflegt das Kupfer bei sorgfältiger Behandlung nur wenig an Festigkeit zu verlieren und zu den meisten Arbeiten anwendbar zu sein, dagegen ist es zu den feinsten Arbeiten unbrauchbar. Ganz lässt sich der Bleizusatz durch das zur rechten Zeit angewandte Polen vermeiden, wodurch die schweflige Säure mechanisch entfernt und gleichzeitig das Kupferoxydul reducirt wird. Ist das Kupfer einmal gestiegen, so muss es umgeschmolzen und abermals hammergar gemacht werden.

Das Kupfer verliert durch die geringste Beimengung fremder Stoffe an Festigkeit und Geschmeidigkeit. Eisen, Blei, Antimon und Arsen veranlassen Roth- und Kaltbruch; Zink, Zinn, Wismuth und Kohlenstoff Rothbruch und Kupferoxydul Kaltbruch. Kohlehaltiges Kupfer ist bei gewöhnlicher Temperatur sehr fest, in der Hitze aber sehr spröde, hat grobkörnig zackigen, stengligen Bruch mit gelblichem Schimmer und starkem aber nicht Seidenglanze, wird beim Schmieden noch gleichartig sehnig, zeigt im Innern viele kleine hohle Kanäle oder nierenförmige Vertiefungen mit hellgelber Oberfläche und fließt fast wie reines Kupfer, nur mit glänzender Oberfläche. Glüht man Kupferdrath in Kohlenpulver nur bis zur Rothgluth, so wird er ganz spröde. Kupferoxydultaugliches Kupfer hat ein schuppig körniges Gefüge auf dem Bruche, eine ziegel- bis braunrothe Farbe mit mattem Glanze, zeigt geschmiedet nur einzelne sehnige Stellen und öfters Kantenrisse, schmilzt leichter als reines Kupfer, ist aber dickflüssiger, dehnt sich weniger aus und besitzt in der gewöhnlichen Temperatur eine geringere Festigkeit und Zähigkeit, als reines Kupfer.

Bei einem Gehalt an Arsen, Antimon, Blei, Zink etc. ohne gleichzeitige Beimengung von Kohle und Kupferoxydul, zeigt das Kupfer eine unreine Farbe, eine schuppig körnige Textur und mattes Ansehen. Ein gleichzeitiger Gehalt an Kupferoxydul verbessert, ein solcher an Kohle verschlechtert das Kupfer; schon bei 0,02 Prct. Kohlenstoff lassen sich dann Schiefen und Kantenrisse wahrnehmen. Reines hammergares Kupfer hat einen rein fleischrothen, zackigen und seidenglänzenden Bruch, welcher beim Ausschmieden sehnig und in Bezug auf

Farbe und Glanz der gleichmässig neben einander liegenden Sehnen ganz homogen wird.

Die im Handel unter dem Namen gute Unterharzer Garkupfer vorkommenden Kupfersorten werden erhalten durch gemeinschaftliches Garmachen der gesaigerten Rohrostschwarzkupfer und der ungesaigerten Kupferrostschwarzkupfer sowohl aus der Kupfererz- als auch aus der Bleisteinarbeit (pag. 126) auf dem kleinen Garherde. Man nimmt gewöhnlich das gesaigerte und ungesaigerte Kupfer zu gleichen Theilen. Zu viel Darrkupfer veranlasst dickere unten ebene Scheiben; bei mehr Kupferrostkupfer werden die Scheiben unterwärts rau und das Einschmelzen geschieht langsamer.

Garmachen. Der Herd (Taf. III. Fig. 32—34) besteht aus einem zu Ober. von einer $2\frac{1}{2}'$ hohen und $4'$ breiten Mauer *a* eingeschlossenen Kasten *b*, welcher aus schwerem Gestübbe (1 Theil Lehm und 2 Theile Kohlenlösch) geschlagen und in Gestalt eines Kugelsegments *c* von $6''$ Tiefe und $18''$ Durchmesser mit einem Spurmesser ausgeschnitten wird, in welchem Zustande der Herd $1\frac{3}{4}$ —2 Ctr. Kupfer fasst. Nach 8 Tagen, wenn täglich 8—12 Stunden darauf gearbeitet wird, haben sich die Dimensionen so vergrössert, dass er 4—5 Ctr. aufnehmen kann. Der Mittelpunkt des mit einem Zirkelschlag umgrenzten Herdes liegt in der Richtung der Form $9\frac{1}{4}''$ von der Brandmauer ab.

Die in der Brandmauer *d* befindliche Form *e* hat ein Stechen von 20—22 Grad und es gelangen bei $1\frac{3}{8}''$ Düsendurchmesser und $14'''$ Pressung pro Minute etwa 176 Cubikf. Luft in den Herd.

Verfahren beim Garmachen. In den mit kleinen Kohlen bedeckten und mit 2 Seitenblechen versehenen Herd wird das Schwarzkupfer nicht zu nahe vor die Form gesetzt, vor die vordere offene Seite starke Kohlen gelegt und nachdem vor die Form glühende und über das Kupfer todte Kohlen geschüttet sind, das Gebläse langsam angelassen. Das Einschmelzen von 3—4 Ctr. Kupfer, welches man allmählich bis zum Vollwerden des Herdes unter öfterem Zugeben von Kohlen nachsetzt, dauert etwa $1\frac{1}{2}$ —2 Stunden, worauf sich Schlacke zeigt, welche anfangs dunkel und glasig ist, dann immer röther und matter wird und bis zur Gare auf der etwas geneigten Schlackentriff *f* fortwährend (1—2 Stunden) abfliesst, wenn man nicht versäumt, die Schlackentriff öfters zu reinigen und an dieser Seite mit dem Stecheisen öfters unter den Kohlen hindurch zu räumen. Die Oberfläche des Kupfers muss fortwährend mit Kohlen bedeckt sein und dieses hat den gehörigen Hitzgrad, wenn die Flamme lebhaft emporsteigt, das Kupfer im Herde weisslich-gelb erscheint und die Schlacke auf dem Kupfer dünn fliesst. Wird sie klümperig und tritt zäher qualmiger Fluss ein, so deutet dies auf eine zu niedrige Temperatur. Während des Einschmelzens raucht das Kupfer stark, beim Herannahen der Gare lässt der sich an der Brandmauer in zapfenförmigen Ansätzen condensierende Rauch nach, die Flamme wird grün und

die Schlacke immer röther. Zeigt die grüne Flamme rothe Spitzen, so ist es nahe an der Gare und die Garprobe muss geholt werden. Man bringt durch die Form ein blankes cylindrisches, am Ende aber gerundetes, etwas erwärmtes Eisen in das flüssige Kupfer, wenn eben die Schlacke weggetrieben ist und beobachtet den am Gareisen in Wasser abgekühlten und davon abgeschlagenen Garspahn. Das Kupfer ist gar, wenn derselbe dünn, aussen von schwärzlich grauer Farbe und kraus ist, innen aber die reine Kupferfarbe zeigt und einen faserigen oder feinkörnigen, nicht grobkörnigen Bruch hat.

Ist der Garspahn dick, innen gelb gefleckt und äusserlich schwarz und glatt, so ist das Kupfer noch zu jung und das Garen muss noch fortgesetzt werden; zu junge Kupfer stehen nach dem Abräumen mit blanker Oberfläche ruhig im Herde. Ist der Garspahn äusserlich sehr rauh, dick, innen von weisser Farbe und mit einem rothen Kopfe versehen, so ist das Kupfer übergar; solches Kupfer zeigt sich nach dem Abräumen in heftig wallender Bewegung, gleichzeitig schwimmen auf demselben viele kleine weisse Pünktchen umher (sie mülmen). In diesem Falle setzt man 1—1½ Pfd. Blei zu, wodurch das Kupferoxydul aufgelöst oder reduciert und die Gare zurückgebracht wird. Holt man den Garspahn bei abgestelltem Gebläse, so erscheint er oberflächlich kraus und weniger schwarz, innen aber gelblich, als ob das Kupfer zu jung wäre, während die bei umgehendem Gebläse geholte Probe die Gare anzeigt. Zuweilen zeigt eine eben geholte Probe die richtige Gare an, und gleich darauf erscheint das Kupfer wieder etwas zu jung, was daher rühren kann, dass Ansätze von der Brandmauer oder in den Kohlen hängen gebliebenes Schwarzkupfer in die flüssige Kupfermasse fällt.

Ein Kaltblasen des Kupfers kann eintreten, wenn dasselbe zu matt oder ein Stück Kupfer dicht vor die Form gerathen ist. Man muss dann einige Zeit etwas Wind bis zum Flüssigwerden abstellen. Ueberwiegt der Einsatz an Darrkupfer den an Kupferrostkupfer, so findet bei stärkerem Qualmen ein rascheres Einschmelzen statt, es entsteht mehr Schlacke und es geht länger auf die Gare. Ist die Gare eingetreten, so stellt man das Gebläse ab, nimmt die Seitenbleche weg, zieht die Kohlen von der Oberfläche ab, reinigt den Formrüssel und den Herdrand von abgekühltem Kupfer mit einem Meissel, zieht die Garschlacke ab und bedeckt das flüssige Metall mit Kohlenklein. Man kann dann den Grad der Gare auch aus dem Verhalten der Oberfläche des Metallspiegels ersehen, wenn man das Kohlenklein zurückschiebt. Das Kupfer ist gar, wenn es sich in ziemlich starker Wallung befindet und sich weisse Punkte nur spärlich zeigen; zu jung, wenn dunklere leichtflüssigere Flecke auf demselben in grosser Menge erscheinen, die dann aber rasch verschwinden, während das Kupfer am Rande leicht erstarrt; übergar, wenn es in sehr heftiger Wallung und recht

weiss erscheint. Sobald das Kupfer unter der Kohlenkleindecke, namentlich am Rande weisse Flecken bekommt, auf denen sich sogleich wieder schwarze Punkte bilden, so hat dasselbe die zum Scheibenreissen gehörige Temperatur. Man zieht das Kohlenklein ab, säubert den Rand des Herdes mit dem Spett, kehrt alle Unreinigkeiten von den Herdplatten ab und sprengt, sobald sich eine erstarrte Haut gebildet hat, Wasser mit einem gewissen Handgriffe so gegen die Brandmauer, dass es in einem zarten Regen gegen das Kupfer zurückspritzt. Ist die Oberfläche erstarrt, so wird die oberste Scheibe von 2 Arbeitern mit Spetten aufgehoben, nach dem gehörigen Abtropfen derselben lässt der eine Arbeiter mit dem Spett los, fasst die Scheibe mit einer Zange und wirft sie auf der hohen Kante in ein neben dem Garherde gelegenes Wasserbassin g. Das aus dem Bassin abfliessende Wasser passiert mehrere mit Scheidewänden versehene Gerenne, um die mit fortgerissenen feinen Kupfertheile hierin abzusetzen. Sobald die Scheibe flach ins Wasser geworfen wird, entstehen Explosionen.

Auf diese Weise wird der ganze Inhalt des Herdes in Scheiben gerissen. Je dünner und glätter die Scheiben sind, um so besser ist das Kupfer; zu junges und übergares Kupfer liefert dicke Scheiben, und in ersterem Falle sind sie gelb, in letzterem rauh. Auch bei zu starker Abkühlung des Kupfers erfolgen dicke Scheiben.

Nach einem guten Ausspleissen wird der Herd, durch Eingiessen von Wasser abgekühlt, mit einem Brei aus 2—3 Theilen leichtem Gestübbe und 1 Theil Sand mit einer Maurerkelle ausgebessert und um die Form herum frischer Lehm geschmiert. Nach 16—20 Garmachen wird der Herd gewöhnlich völlig erneuert, weil man sonst ein Durchgehen des Kupfers zu befürchten hat. Bei Anwendung erhitzter Luft von 120° C. fand zwar eine geringe Kohlenersparung statt, allein sie kömmt nicht in Rechnung, wenn man den dabei stattgehabten grösseren Kupferverlust durch Verflüchtigung und Zeitaufwand in Rücksicht zieht. Durch die heisse Luft scheinen sich die oxydierten fremden Metalle leichter zu reducirern, so dass ihre Abscheidung längere Zeit erfordert.

Producte 1. Gutes Garkupfer mit etwa 2 Loth Silber und von folgender Zusammensetzung:

Cu	Sb.	Ni.	Pb.	Ag.	Fe.	Zn.	Mn.	Bi.	As.
I. 99,460.	0,190.	0,150.	0,144.	0,042.	0,002.	0,020.			
II. 99,147.	0,247.	Spur.	0,341.	0,070.	0,195.	Spur.		Spur.	

I. nach Biewend. — II. nach Breymann.

Geht in den Handel oder wird theilweise auf dem Oker-schen Kupferhammer hammergar gemacht. Obgleich man das Kupfer stark übergar macht, so lassen sich die Unreinigkeiten doch nicht ganz daraus abscheiden.

2. Garschlacke mit 15—25 Pfd. Kupfer und 3—10 Pfd. Blei, wird einer eigenen Arbeit (4. Cap. 2.) unterworfen.

3. Garkrätz, die mit Schlackenstücken vermengten kleinen Kohlen, welche beim Abräumen derselben erfolgen. Derselbe wird verwaschen und zu den Garschlacken gethan.

Ausweis. Ein Herd von 3—3½ Ctr. Inhalt erfordert zum Garmachen etwa 3 Stunden Zeit. Auf 1 Ctr. Kupfer findet ein Kohlenverbrauch von 1—1½ Maass und $\frac{1}{6}$ — $\frac{1}{8}$ Metallabgang statt.

Das in dem einen Vierteljahre producierte Schwarzkupfer wird im andern gargemacht, und zwar verarbeitet der älteste Garmacher mit seinem Garknechte $\frac{3}{5}$, der jüngere Garmacher mit seinem Garknechte $\frac{2}{5}$ der ganzen Production. Der Garmacher erhält pro Centner 2½ Ggr., der Garknecht 1½ Ggr.

(Siehe Anlage V. Nr. 1—43.)

XII. Hammergarmachen.

Allgemeines. Auf dem mit dem Betriebe der Messinghütte zu Oker in Verbindung stehenden Kupferhammer werden jährlich etwa 300 Ctr. gute Okersche Kupfer, 100—150 Ctr. Okersche Krätzkupfer und 200 Ctr. altes angekauft Kupfer gemeinschaftlich hammergar gemacht, in Hartstücke gegossen, abgepocht, zerschroten und zu Schalen, Kesseln, Walzplatten etc. verarbeitet, aus denen dann im Kupferbereithause zur Messinghütte fertige Waaren dargestellt werden.

Verfahren. Die genannten Kupfersorten werden je nach den Vorräthen gewöhnlich in dem Verhältniss von 2—3 Ctr. gutem, 1½—2 Ctr. altem und 1 Ctr. Krätzkupfer in einem kleinen Garherde von 2' Durchmesser und 9" Tiefe in Quantitäten von 3—6, gewöhnlich 5 Ctr., eingeschmolzen. Die Form hat 80 Neigung und der Wind wird von einem Kukuksgebläse geliefert.

Das Hammergarmachen unterscheidet sich von dem gewöhnlichen Garmachen wenig, nur nimmt man bei herannahender Gare öfters und rasch hintereinander Garproben und stellt das Gebläse ab, sobald der Garspahn sich in der Kälte und Wärme hämmern und biegen lässt, ohne Risse zu bekommen.

Nach dem Garwerden kommt es besonders darauf an, das Kupfer so weit abkühlen zu lassen, dass es beim Eingiessen in die eisernen mit Lehm überzogenen Formen nicht steigt. Die zur Beurtheilung dieser Temperatur leitenden empirischen Kennzeichen sind gewöhnlich das Geheimniss einzelner mit dem Verhalten des Kupfers in der Schmelzhitze vertrauter Arbeiter, welche an der eigenthümlich meergrünen Farbe und sonstigen Beschaffenheit der Oberfläche des Kupfers den richtigen Zeitpunkt zum Auskellen erkennen. Auf andern Hütten schöpft man wohl eine Probe aus, welche beim Erstarren im Löffel nicht steigen darf; oder man speiet auf die Oberfläche der Probe und hält die Temperatur für richtig, wenn der Speichel in Gestalt einer Kugel in der Mitte der horizontal gehaltenen Probe bleibt. Die aus den Formen genommenen Kupferbarren nennt man Hartstücke.

producte. 1. Hammergares Kupfer in Hartstücken wird auf dem Kupferhammer und der Messinghütte weiter verarbeitet, indem es sich zur Bearbeitung unter Hämmern und Walzen wohl eignet, nicht aber zur Darstellung von Messingblech und Messingdrath. Während das gesaigerte Rohrostschwarzkupfer nach dem Hammergarmachen für sich sehr walz- und hämmerbar ist, so lässt sich das Kupferrostschwarzkupfer nicht auf Hammer- und Walzwerken verarbeiten.

Kupferverbesserungs- Man hat mehrfache Versuche angestellt, die versuche Güte der Unterharzer Kupfer beim Hammergarmachen zu verbessern, meist aber ohne guten Erfolg oder mit zu bedeutenden Kosten. Bei einem Zuschlag von 4 Pfd. Quarz und 2 Pfd. Flussspath auf 2 Ctr. Kupfer wurde zwar durch den Flussspath die Schlackenbildung etwas vermehrt, allein der Quarz blieb ohne alle Wirkung und gieng unzersetzt in die Schlacke, ohne dass das Kupfer verbessert wurde. Besser, aber zu kostspielig herzustellen, wurde das Kupfer beim Hammergarmachen mit Kohlen, welche mit Potaschenlösung angefeuchtet waren. Dies hat seinen Grund entweder in der durch die vermehrte Schlackenbildung herbeigeführten vollkommenen Reinigung oder in der Aufnahme von Kalium, welches nach d'Arcet und Berthier die Geschmeidigkeit des Kupfers erhöht. Neuerdings hat man mit schwankendem Erfolge versucht, das Garkupfer in einem Flammofen bei Waasenfeuerung zur Messinghütte mittelst Polens hammergar zu machen.

2. Garkrätze wird verwaschen und im Tagelohne zu 6 Ggr. 10 Pf. gargemacht.

Ausweis. In $2\frac{1}{2}$ — 3 Stunden wird ein Herd von 5 Ctr. Kupfer mit 4 Maass Kohlen bei 2 — 3 Pct. Abgang gargemacht.

Wie bereits pag. 114 angeführt ist, leistet erhitzte Gebläseluft mehr als kalte und veranlasst eine nicht unbedeutende Brennmaterialersparung.

3. Kapitel.

Zugutemachung der bei den Blei- arbeiten fallenden Kupferbleisteine, Abzugsteine und Abzugsaignerkrätz- steine.

Allgemeines. Hierher gehört die Verarbeitung der aus der Blei-
steinarbeit (II. Abschn. 3. Kapitel pag. 48) hervorgehenden
Kupfersteine, der beim Abzugschmelzen (II. Abschn. 8. Ka-
pitel pag. 69) fallenden Abzugsteine und der beim Saigern
der Abzugswerke (ibid. pag. 69) erfolgenden Abzugsaigner-
krätzsteine.

I. Zugutemachung des Kupfersteines aus der Bleisteinarbeit.

Verfahren. Dieser Kupferstein, mit 50—60 Pfd. Kupfer und 2—2½ Loth Silber, wird ganz wie der Rohstein der Kupferarbeit (pag. 88) mit etwas weniger Holz 2—3 Mal geröstet und in Schichten von 12 Scherben mit 2 Scherben gebrannten Schiefeln durchgestochen, wobei bei einem Aufwand von 20,64 Balgen Koks und 0,59 Karren Kohlen folgende Producte fallen:

Producte. 1. 1,128 Ctr. Bleisteinrostschwarzkupfer mit 5—6 Loth Silber. Wird ganz so wie das Rohrostschwarzkupfer der Kupferarbeit (pag. 92) verblasen, granuliert, gefrischt, gesaigert, gedarrt und die erhaltenen Darrlinge mit den guten Darrlingen zusammen auf dem kleinen Herde gargemacht. Dieses Schwarzkupfer steht dem entsprechenden der Kupferarbeit wegen seines grössern Antimon- und Bleigehalts an Güte nach, erleidet beim Verblasen einen grössern Abgang und erfordert bis zum Eintritt der Gare mehr Zeit und Brennmaterial. Bei einem Aufwand von 20—28 Stunden Zeit und 10—12 Schock Waasen erhält man beim ersten Verblasen von 60 Ctr. gegen 40—46 Ctr. trockene Granalien mit 6—6½ Loth Silber und 16—20 Ctr. Schlacken; bei dem folgenden Verblasen von 50 Ctr. Schwarzkupfer braucht man jedes Mal 10—12 Stunden Zeit und 6—8 Schock Waasen.

2. 7,788 Ctr. Kupferstein aus der Bleisteinarbeit, dem Kupferstein der Kupferarbeit (pag. 92) entsprechend; wird 4—5 Mal geröstet und wie dieser auf Schwarzkupfer verschmolzen (pag. 93), welches bei einem Gehalte von 92—96 Pfd. Kupfer und 3 Loth Silber mit Darrschwarzkupfer der Bleisteinarbeit im kleinen Herde gargemacht wird.

3. Schlacken, gehen auf die Halde.
(Siehe Anlage I. Nr. 47—60.)

II. Zugutemachung des Abzugsteins und Abzugsaignerkrätzsteins.

Rösten. Der Abzugstein, mit 40—50 Pfd. bleiischem Kupfer und 2—3 Loth Silber, wird gemeinschaftlich mit dem Abzugsaignerkrätzstein mit 25—30 Pfd. Kupfer und 1¼—1¾ Loth Silber jährlich 2 Mal in Haufen von 400—600 Ctr. in 4—6 Feuern bei einem Aufwand von 4—5 Wochen Zeit und 8—11 Malter Rösteholz zugebrannt.

Durchstechen des Steinrosts. Der Steinrost wird mit wenig oder gar keinen gebrannten Schiefeln und den erforderlichen Kupfererzschlacken im Kupferofen mit Koks und Holzkohlen bei heller Gicht und Form und 7—8" langer Nase durchgestochen. Setzt man zu viel Kupfererzschlacken zu, so entsteht wegen ihres Schwefelgehaltes viel Stein. Wegen des raschen Schmelzganges schöpft man das flüssige Kupfer aus dem Stechherde, nachdem der Stein abgezogen ist, zur raschern Kühlung in 6—8 neben

jedem Stechherde gemachte Löcher von etwa 6" Durchmesser und 3" Tiefe über. Auf 1 Füllfass Koks und 1 Füllfass Holzkohlen setzt man gewöhnlich 3—4 Tröge Beschickung. Man verschmilzt in einer Campagne von $2\frac{1}{2}$ —3 Tagen etwa 300 Ctr. Abzugstein und erhält dabei folgende Producte:

1. Abzugsteinkönige mit 50—60 Pfd. Kupfer und 2—4 Loth Silber. Werden verblasen.

2. Stein in geringen Mengen, wird mit dem Garschlacken-stein weiter verarbeitet.

3. Schlacke mit 3—4 Pfd. Blei, wird abgesetzt oder kommt auf die Bleierzschichten.

Ausweis. Das Durchstechen geschieht jedesmal gleichzeitig von von 3 Vorläufern, die alle 12 Stunden abgelöst werden, im Tagelohne. In einer Campagne fielen von 325 Ctr. Abzugstein $209\frac{1}{2}$ Ctr. Könige mit 8 Karren Kohlen und 205 Balgen Koks.

Verblasen der Abzugsteinkönige. Diese Operation geschieht ganz ähnlich, wie das Verblasen der Rohrostschwarzkupfer (pag. 95) im Spleissofen (Taf. III. Fig. 29—31), welcher dieselben Dimensionen, wie die Granulieröfen (pag. 96) hat, nur vor dem grossen Schürloche *e* mit 3 Stechherden *f* versehen ist. Diese werden aus schwerem und theilweise altem Gestübbe geschlagen und bei $2\frac{1}{2}$ ' Durchmesser und 1' 4" Tiefe durch Aushöhlen der Scheidewände so mit einander verbunden, dass das Kupfer aus einem Herd in den andern überfliessen kann. Die unter dem grossen Schürloche befindlichen beiden Stichöffnungen werden vor dem Einsetzen des Kupfers mit 2—3 Barnsteinen *n* zugesetzt, diese mit dünnen Schieferstücken möglichst fest geklemmt, mit Lehm überstrichen und Gestübbe darum gesetzt, während man den Herd aus einer Composition von 26 Himten ordinärem Gestübbe und 4 Himten Mergel mit einem Fall von $1—1\frac{1}{2}$ " nach diesen Stichöffnungen zu und mit einer Tiefe von 5—6" unter den Kannen *g* geschlagen hat. Nach dem Einsetzen des Kupfers wird das grosse Schürloch bis auf eine Zugöffnung von 15" Weite und 12" Höhe vermauert. Man bring die Abzugsteinkönige gemeinschaftlich mit Verblasenschlackenkönigen (gewöhnlich im Verhältniss von 3:1 und zusammen 40—50 Ctr.) bei starker Feuerung und nachherigem Zutritt von Gebläseluft in Fluss und zieht so lange durch die Oeffnung *d* Schlacken ab, als sich das Metallbad noch in ziemlicher Menge damit bedeckt. Ist die anfangs schwarze Farbe der Schlacke ins Braunrothe übergegangen, vermindert sich die Bildung derselben, dampft die Metallmasse nach dem Schlackenabziehen nicht stark mehr, zeigt eine geholte Garprobe eine kupferähnliche Farbe und ist der Garspahn oberflächlich mit gelben Kupferglimmerblättchen bedeckt, so ist die Gare eingetreten. Das flüssige Kupfer wird in die neben dem Spleissofen liegenden mit Waasenfeuerung abgewärmten Stechherde *f* abgestochen, nachdem die Barnsteine *n* aus den Stichöffnungen heraus gestossen, nach nochmaligem vorherigen Abziehen der Schlacke von der Ober-

fläche desselben in Scheiben gerissen und diese in noch glühendem Zustande zerschlagen.

Man erhielt bei einem Verblasen von 40 Ctr. Königen bei einem Aufwand von 12—18 Stunden Zeit, 8—9 Schock Waasen und 1 Maass Kohlen zum Abwärmen der Stichherde:

1. 14—18 Ctr. verblasene Abzugstein- und Verblasenschlackenkönige (Abzugsschwarzkupfer) mit 90 Pfd. Kupfer und 4—5 Loth Silber, ein sehr sprödes glimmeriges und auf dem Bruche gelblich rothes Schwarzkupfer. Wird im Spleissofen gargemacht.

2. 24—26 Ctr. Verblasenschlacke mit 4—10 Pfd. Kupfer und 4—5 Pfd. Blei; geht ins Verblasenschlackenschmelzen (4. Kap. 3.)

Garmachen der verblasenen Abzugsteinkönige. Aehnlich wie beim Verblasen der Rohrostschwarzkupfer (pag. 95) setzt man auf den aus altem Herd, 5 Karren frischem schweren Gestübbe und 2 Himten Mergel geschlagenen Herd 33 Ctr. Schwarzkupfer auf, bringt dieses bei etwa 3stündiger Feuerung zum Glühen und lässt dann das Gebläse an. Nach ferneren 5 Stunden ist die Masse eingeschmolzen, dann wrd 5 Stunden lang Schlacke abgezogen und darauf zur weiteren Reinigung des Kupfers, namentlich von Kupferglimmer, $1\frac{1}{2}$ —2 Ctr. Frischblei zugesetzt, worauf nach weiteren $1\frac{1}{2}$ —2 Stunden die Gare eintritt. Man erhält 25—27 Ctr. Abzuggarkupfer mit 4—6 Loth Silbergehalt, bei einem Aufwand von 8 Schock Waasen.

Borchers fand (Pogg. XLI. 333.) Unterharzer Kupferglimmer zusammengesetzt aus:

CuO.	NiO.	SbO ³ .	Summa
44,28.	30,61.	25,11.	100,00.

entsprechend der Formel $(\text{CuO}, \text{NiO})^{12}, \text{SbO}^3$.

Neue Verbesserungen. Seit einigen Jahren sind bei der Abzugsarbeit folgende Veränderungen eingeführt:

1. Der Abzugstein wird vor dem Rösten gesaigert, wobei er silberarm (Ilöthig) wird und etwas Werkblei fällt. Dadurch werden die beim Schmelzen entstehenden Abzugsteinkönige verhältnismässig kupferreicher. Der gesaigerte Abzugstein wird dann entweder gleich verblasen oder geröstet und zu Königen verschmolzen.

2. Die Abzugstein- und Verblasenschlackenkönige (im Verhältnis von 3:1) werden (eben so wie die Garschlackenkönige) gleich hinter einander verblasen und gargemacht; auch macht man den Bleizusatz durch 6—7stündiges Sprudelnlassen mit ellernen Stangen meist ganz entbehrlich; höchstens wird $\frac{1}{2}$ Ctr. Blei zur Entfernung des Kupferglimmers zugesetzt.

Auf den aus 26 Himten Gestübbe (3 Kohle und 1 Lehm) und 4 Himten Mergel geschlagenen Herd werden 50 Ctr. Könige gesetzt, diese in 16—18 Stunden verblasen und gargemacht, wobei 20—24 Ctr. Abzuggarkupfer fallen mit einem Auf-

wand von 9—10 Schock Waasen. Diese Kupfer gehen mit A bezeichnet an die Berghandlungen.

Die erhaltenen Schlacken werden in 2 Theile getheilt. Die ersten bis zur eintretenden Schwarzkupfergare (wenn der Garspahn glimmerig wird) gefallen Schlacken werden im Krätzofen auf Hartblei, die späteren als Verblasenschlacken in einem Kupferofen (in Schichten à 8 Scherben) auf Könige verschmolzen. (Siehe Anlage I. Nr. 26—46.)

4. Kapitel.

Zugutemachung der kupferhaltigen Abfälle.

I. Krätzfrischarbeit.

Zweck. Dieselbe bezweckt die Aufarbeitung der Schlacken und Schur vom guten Frischen (pag. 106), der Krätze vom Saigern (pag. 108) und Darren (pag. 111), des Pickschiefers (pag. 111) und des Pochwerkskrätzschwarzkupfers (pag. 111), welche Producte sämmtlich Kupfer, Silber und Blei im oxydierten oder metallischen Zustande enthalten. Sämmtliche mit einander gemengte Producte werden mit bleiischen Vorschlägen einem reducierenden Schmelzen (Krätzfrischen) unterworfen, um eine zur Saigerung geschickte Legierung zu erhalten.

Krätzfrischen. Man bedient sich hierbei eines Spurofens mit offenem Auge, wie er zum guten Frischen (Taf. II. Fig. 21 und 22) angewandt wird, nur ist der Schacht um 3' höher und die Gestübbesohle im Ofen wird etwas ausgeschnitten, damit in dem dadurch entstehenden Sumpfe stets flüssiges Metall angesammelt bleibt, welches ein Erstarren und Ansetzen von geschmolzenen Massen verhindert.

Die Beschickung zu einem Krätzfrischen besteht aus 72 Scherben oder 18 Schichten = 160—180 Ctr. Krätz, 30 Ctr. Glätte, 8 Ctr. Herd (38 Ctr. Herd = 33 Ctr. Glätte) und 4—8 Ctr. Pochwerkskrätzschwarzkupfer. Man setzt auf 1 Füllfass Brennmaterial (Kohlen und Koks) 3—4 Tröge Beschickung, arbeitet mit heller Form, kurzer Nase und dunkler Gicht. Das Aufgeben der Beschickung geschieht weniger sorgfältig, als beim guten Frischen, weil fast sämmtliche zur Beschickung kommenden Massen kupferiges Blei oder bleiisches Kupfer enthalten, auch der Silbergehalt der Beschickung sehr gering ist. Es ist deshalb nicht nöthig, dass die Massen im Ofen so gleichmässig vor die Form treten und man kann daher, zur Verringerung des Bleiverlustes, höhere Oefen anwenden. Bei $1\frac{3}{4}$ " Düsendurchmesser und 14" Pressung kommen pro Minute etwa 224 Cubikf. Luft in den Ofen. Hat sich der Vortiegel mit Metall angefüllt, so

wird dasselbe, wie beim guten Frischen, in die Frischpfanne abgestochen.

Von obigem Beschickungsquantum erfolgen in 14—16 Stunden bei einem Aufwand von 3 Karren 5 Maass Kohlen und 20 Balgen Koks:

1. 90 Krätzfrischstücke à 150—165 Pf., welche gesaigert werden.

2. 20—30 Ctr. Krätzfrischschlacke, meist Bisilicate, mit 20—30 Pfd. Blei, kommt auf die Bleierzschichten.

3. Ausschurkrätz, geht ins Krätzschmelzen zurück.

Saigern. Die 90 Frischstücke werden bei einem Aufwand von durchschnittlich 3 Karren 6 Maass Kohlen und 2 Malter Rösteholz auf 12 Herden vorsichtig bei nicht hoher Temperatur abgesaigert, wobei folgende Producte erfolgen:

1. 56 Ctr. Krätzwerke mit $1\frac{3}{4}$ —2 Loth Silber, zum Gutfrischen (pag. 99).

2. 8—10 Ctr. Schlimmkrätz, wird von Zeit zu Zeit im Krätzfrischofen mit weniger bleiischen Zuschlägen und ohne Pochwerkskrätzschwarzkupfer verfrischt, gesaigert etc.

3. Krätzkiehnstöcke, werden wie die guten Kiehnstöcke, jedoch wegen ihres Bleigehaltes bei langsam steigender Temperatur (pag. 109) gedarrt und im Spleissofen (pag. 127) in Quantitäten von 50 Ctr. gargemacht. Dabei erfolgende Darrschlacke und Pickschiefer gehen ins Krätzfrischen, der Pochwerkskrätz wird aufbereitet, die Garschlacken kommen zu den übrigen von den guten Kupfern und das Krätzgarkupfer geht mit 1 — $1\frac{1}{2}$ Loth Silbergehalt und mit K bezeichnet an die Berghandlungen.

Ausweis. In 2 Krätzfrischen erfolgten 180 Frischstücke (= 278 Ctr.), 49 Ctr. Frischschlacken und 3 Ctr. Ausschurkrätz; beim Saigern der Frischstücke $100\frac{1}{2}$ Ctr. Kiehnstöcke, 68 Ctr. Saigerkrätz und 90 Ctr. Krätzwerke; beim Darren der Kiehnstöcke 69 Ctr. Darrlinge, 25 Ctr. Darrschlacke und $13\frac{1}{2}$ Ctr. Pickschiefer.

Von 100 Ctr. Krätzdarrlingen erfolgen 56—60 Ctr. Krätzgarkupfer. Man nimmt an, dass beim Saigern eines Herdes 1 — $1\frac{1}{2}$ Ctr. oder für 1 Frischen 12—18 Ctr. Saigerkrätz fallen.

Das Krätzfrischen wird der Reihe nach von allen Arbeitern, welche zu den Kupferöfen gehören, mit Ausnahme der Nothhaken, verrichtet. Während eines Krätzfrischens arbeiten immer die 2 Schmelzer und 2 Vorläufer vor einem Kupferofen. Der eine Schmelzer (Frischmeister) sticht sämtliche 90 Frischstücke ab, während der andere Schmelzer die Beschickung zu den ersten 45 Stücken aufträgt und nachher 4 Herde = 30 Stück absaigert. Der eine Vorläufer besorgt alsdann das Auftragen der Beschickung zu den letzten 45 Stücken, während der zweite Vorläufer 4 Herde = 30 Stück absaigern muss. Der Frischmeister saigert die noch übrigen 30 Stück auf 4 Herden ab. Ist das Frischen 2 Mal von den Arbeitern der 5 Kupferöfen geschehen, so wird Schlimmkrätz gefrischt, wobei in 1 Campagne

nur 84 Schlimmkrätzfrischstücke gemacht werden, in die sich das sämtliche Frischpersonal theilt. Für 90 Stücke zu frischen und saigern werden 18 Thlr. 20 Ggr. 3 Pf. bezahlt, wovon der Frischmeister und der Schmelzer jeder $\frac{1}{3}$, die beiden Vorläufer aber das Uebrige bekommen. Für das Ausmauern des Ofens werden 6 Ggr. 1 Pf. und für das Abwägen der Vorschläge pro Schicht 1 Thlr. 3 Ggr. $4\frac{1}{2}$ Pf. bezahlt.

Das Krätzgarmachen verrichten Schicht um Schicht die Garmacher und ihre Gehülfen. Erstere erhalten pro Centner Garkupfer herzustellen 2 Ggr. 6 Pf., letztere 1 Ggr. 6 Pf. Für die Kupfer zum Garmachen vorzuwägen wird pro Centner 1 Pf. bezahlt.

Seit mehreren Jahren ist der Schlimmkrätz nicht separat gehalten, sondern kommt zum Gutkrätz, so dass jetzt für alle Krätzfrischen die beim Gutkrätzfrischen angegebene Beschickung gilt. Die Arbeiter machen aber auch jetzt bei den ersten 10 Frischen 90 Stück, bei den folgenden 2—3 Frischen jeden Quartals nur 84 Stück à 150—165 Pfd., was als Vergütung für die Mitverarbeitung des ärmeren Schlimmkrätzes angesehen werden kann. (Siehe Anlage V. Nr. 48—60.)

II. Garschlackenschmelzen.

Reductions-Schmelzen. Sämmtliche Schlacken vom Garmachen der Krätzkupfer, vom Granulieren und vom kleinen Garherde und zwar letztere nach vorherigem Verwaschen werden im Kupfererzschmelzofen einem reducierenden Schmelzen zur Erzeugung von bleiischem Kupfer unterworfen. Zu 1 Schicht kommen gewöhnlich 5 Scherben Garschlacken, 1 Scherben Granulierschlacken und Kupfererzschlacken nach Bedürfnis. Die Kupfererzschlacken machen die Beschickung basischer und schützen das Kupfer dadurch und durch ihren Schwefelgehalt vor Verschlackung. Da sich bei dem raschen Schmelzgang mit heller Gicht und 6—8" langer Nase der Vorherd schnell mit geschmolzener Masse ansammelt, so richtet man 2 Stichherde vor und beschleunigt das Erkalten der Könige durch Begiessen mit Wasser. Bei den ärmeren Schlacken vom kleinen Garherde beträgt die Windpressung bei $1\frac{3}{4}$ " Düsendurchmesser 14", bei den reicheren Schlacken von dem Spleissofen nur 12", was resp. 224 und 205 Cubikf. Luft pro Minute beträgt. Schlägt man zu viel Erzschlacken zu, so wird das Schmelzen wegen deren Schwefelgehalt zu hitzig und die Masse kühlt sich noch langsamer im Stichherd. Die Schlacke ist sehr matt und der Frischschlacke ähnlich.

In einem Zumachen werden in 11 Stunden 10 Schichten à 6 Scherben durchgesetzt und bei einem Aufwand von 100 Balgen Koks und 5 Karren Kohlen 50—60 Ctr. Garschlackenkönige mit 35—40 Pfd. Kupfer und $\frac{3}{8}$ — $\frac{1}{2}$ Loth Silber (zur Saigerung), 200 Ctr. Schlacken mit 4 und mehr Proct. Blei er-

halten, welche je nach ihrem Bleigehalt auf die Bleierzschichten kommen oder abgesetzt werden, und Garschlackenstein, den man im gerösteten Zustande an den Vitriolhof zu Goslar abgibt.

Saigern. Dieses geschieht wie gewöhnlich, nur setzt man auf einen Herd so viel Garschlackenkönige als möglich und bedarf wegen ihrer bleiischen Natur weniger und schlechteres Brennmaterial. Die resultierenden Kiehnstöcke kommen zum Verblasen, das Saigerblei zum Krätzfrischen und der Saigerkrätz zum Abzugsaigerkrätz der Bleiarbeit.

40 Schichten Garschlacken zu schmelzen und 32 Herde davon gefallener Könige zu saigern erforderten 21 Karren Kohlen, 430 Balgen Koks und 2 Malter Rösteholz. Im Jahre 1851 fielen beim Saigern von 104 Herden Garschlackenkönigen 705 Ctr. gesaigerte Könige und 42 Ctr. Werkblei. Das Absaigern eines Herdes dauert 4—5 Stunden und erfordert etwa 2 Maass Kohlen und $\frac{1}{12}$ Malter Holz.

Verblasen. Das Verblasen der Kiehnstöcke geschah wie früher das der Abzugsteinkönige (pag. 127) und es resultierte dabei neben Schlacke, die zum Verblasenschlackenschmelzen genommen wurde, ein sehr glimmeriges Schwarzkupfer mit 90—96 Pfd. Kupfer und $\frac{3}{8}$ — $\frac{1}{2}$ Loth Silber, welches man im Spleissofen garmachte.

Von einem Einsatz von 36 Ctr. Königen erfolgten bei einem Aufwand von 8 Schock Waasen 15—16 Ctr. Schwarzkupfer und 23—24 Ctr. Schlacke. Das Verblasen und Garmachen der gesaigerten Garschlackenkönige geschieht jetzt (wie bei den Abzugsteinkönigen) gleich hinter einander und sucht man ebenfalls durch Sprudelnlassen den Glimmer zu entfernen. Hilft das Sprudelnlassen nicht vollständig, so muss Blei zugesetzt werden. Sämmtliche Schlacken werden als Verblasenschlacken im Kupferofen, wie vom Abzugstein, auf Könige verschmolzen, nur nicht im Tagelohne.

Garmachen. Ein Einsatz von 48—50 Ctr. Garschlackenschwarzkupfer wurde früher nach etwa 3stündiger Feuerung im Spleissofen glühend und nach 10 Stunden bei angelassenem Gebläse flüssig. Man zog alsdann die ungeschmolzene Kruste und hierauf noch etwa 7 Stunden lang die sich immer wieder erzeugende Schlacke ab. War die Gare eingetreten, so setzte man statt des jetzigen Sprudelnlassens $1\frac{1}{2}$ —2 Ctr. Frischblei zu, um dieselbe zurück zu bringen und den Kupferglimmer zu verschlacken. Zeigte dann nach etwa 2 Stunden der Garspahn äusserlich eine hellrothe Farbe und Auswüchse, innen aber eine gelbe Farbe, so war das Kupfer gar und man schritt bei fortgesetzter Feuerung und abgestelltem Gebläse zum Ablassen desselben in die Stichherde. Das Kupfer wurde alsdann in Scheiben gerissen und mit 1 — $1\frac{1}{2}$ Loth Silber abgegeben. Von 48 Ctr. Schwarzkupfer erfolgten etwa 41 Ctr. Garkupfer und 5 Ctr. Schlacken.

Im Jahre 1850 sind 850 Ctr. gesaigerte Garschlackenkönige mit 170 Schock Waasen verblasen und gargemacht, und 350 Ctr. Garkupfer davon erhalten.

Während der letzten 5 Jahre erfolgten von in 790 Schichten verarbeiteten 4740 Scherben Gar- und Granulierschlacken 3879 Ctr. gesaigerte Garschlackenkönige und 225 Ctr. Werkblei, mithin pro Schicht 4,93 Ctr. gesaigerte Könige und 0,284 Ctr. Werkblei. Von 4150 Ctr. gesaigten Garschlackenkönigen resultierten in demselben Zeitraume 1750 Ctr. Garkupfer, also aus 100 Pfd. Königen 42,1 Pfd. Kupfer. (Siehe Anlage V. Nr. 61—81.)

III. Verblasenschlackenschmelzen.

Verfahren. Die Verblasenschlacken werden wegen ihrer grössern Unreinheit von den Garschlacken separiert gehalten und in Schichten von 8 Scherben Verblasen- und 2 Scherben Kupfererzschlacken im Kupfererzofen oder Pochkrätzofen durchgesetzt. Jeder Ofen arbeitet 8 Schichten weg. Die hierbei erhaltenen Verblasenschlackenkönige mit 30—40 Pfd. Kupfer und $\frac{1}{8}$ — $\frac{1}{4}$ Loth Silber werden gemeinschaftlich mit den Garschlackenkönigen (pag. 131) gewöhnlich im Verhältniss von 1:4 verblasen und im Spleissofen gargemacht (pag. 127).

Beim Garschlackenschmelzen fallen von 1 Schicht durchschnittlich 6,22 Ctr. abgesaigerte Könige und 3,03 Ctr. Krätzwerke bei einem Aufwande von 0,1 Malter Holz, 7,94 Maass Kohlen und 8,09 Balgen Koks.

(Siehe Anlage I. Nr. 40—46.)

IV. Pochkrätzschmelzen.

Verfahren. Sämmtliche bei den Kupferschmelzprozessen erfolgenden Ofenbrüche werden im Krätzpochwerke aufbereitet und zu Schlieg gezogen, welcher in einem Halbhohofen von etwa 12' Höhe mit steil abfallender Sohle in Schichten von 8 Scherben mit Kupfererzschlacken nach Erfordernis verschmolzen wird.

Das Schmelzen hat mancherlei Schwierigkeiten, namentlich versetzt sich der Schmelzraum leicht durch Bühnenbildung. Man erhält dabei folgende Producte:

1. Pochwerkskrätzschwarzkupfer von bleiischer Natur, geht ins Krätzfrischen.
2. Pochkrätzstein, welcher abgeröstet und an den Vitriolhof zu Goslar abgegeben wird.
3. Schlacken, meist sehr frisch, Singulosilicate und zuweilen krystallisiert. Kommen wegen ihres Bleigehaltes auf die Bleierzschichten.

Ausweis. Man verschmilzt in 1 Campagne 10—14 Schichten mit einem Gemenge von 2 Volumtheilen Koks und 3 Volumtheilen Holzkohlen. Von 1 Schicht erfolgen in 3 Stunden 5,17 Ctr.

Schwarzkupfer und 3,60 Ctr. Stein bei einem Aufwande von 7,57 Balgen Koks und 0,32 Karren Kohlen.

Die Schmelzarbeiten werden von den Kupferzschmelzern und ihren Vorläufern besorgt. Für 1 Schicht zu messen, vorzulaufen und zu schmelzen werden 2 Thlr. 18 Ggr. 3 Pf. bezahlt, wovon der Frischmeister des Ofens 21 Ggr. 11 Pf., der zweite Schmelzer 21 Ggr. 10 Pf., jeder Vorläufer 9 Ggr. und der Hofknecht 4 Ggr. 6 Pf. erhält.

Hierin in denselben Zeitraum 1750 Ctr. Garkupfer, also aus 100 Pfd. Künigen 121 Pfd. Kupfer. (Siehe Anlage V. Nr. 61-81.)

1751 III. Vorblasenschmelzen.

Die Vorblasenschmelzen werden wegen ihrer grössern Unreinheit von den Garschmelzen getrennt gehalten und in Schichten von 8 Scherben Verblasen und 2 Scherben Kupfererschmelzen im Kupferofen oder Pochwerke durchgeseigt. Jeder Ofen arbeitet 2 Schichten weg. Die hierbei erhaltenen Vorblasenschmelzen mit 30-40 Pfd. Kupfer und 18-20 Loth Silber werden gemeinschaftlich mit den Garschmelzen (pag. 131) gewöhnlich im Verhältnis von 1:4 verblasen und im Spaisotengarnacht (pag. 127).

Beim Garschmelzen fallen von 1 Schicht durchschnittlich 6,25 Ctr. abgesaugte Künige und 3,03 Ctr. Krätzewerke bei einem Aufwande von 0,1 Maller Holz, 7,94 Mass Kohlen und 6,09 Balgen Koks.

(Siehe Anlage I. Nr. 40-46.)

IV. Pochwerkschmelzen.

Die Pochwerkschmelzen werden bei den Kupferzschmelzern erfolgreich den Oberflächlichen werden im Pochwerke aufbereitet und zu Schmelzen gezogen, welche in einem Halbhofen von etwa 12' Höhe mit steil abfallender Sohle in Schichten von 8 Scherben mit Kupfererschmelzen nach Erfordernis verschmolzen wird. Das Schmelzen hat mancherlei Schwierigkeiten, namentlich vorzusetzt sich der Schmelzraum leicht durch Röhrenbildung.

Man erhält dabei folgende Produkte:

1. Pochwerkkrätzekupfer von bleischer Farbe, welches in Krätzesteinen

2. Pochwerkstein, welcher abgerollt und an den Vorblasen zu Gestein abgerollt wird.

3. Schlacken, meist sehr frisch, Singulose und zuweilen kristallisiert. Kommen wegen ihres Bleigehaltes auf die Bleischmelzen.

Man verschmolzt in 1 Campaigne 10-14 Schichten mit einem Gemenge von 2 Vorblasen, Koks und 1 Vorblasen. Von 1 Schicht erfolgen in 3 Stunden 5,13 Ctr. Holzkohlen.

4. Abschnitt.

Goldscheidung zu Oker.

Allgemeines. Der Goldgehalt der Rammelsberger Erze, welcher etwa $\frac{1}{5200000}$, nach neueren Angaben $\frac{1}{7300000}$ (berg. u. hüttenm. Ztg. 1842, pag. 16) der ganzen Erzmasse ausmachen soll — in 1,241,088 Ctr. Erz sind etwa $5\frac{1}{4}$ Pfd. Gold enthalten, wonach auf 1 Pfd. Gold 73,000 Ctr. Erz kommen — sammelt sich in den Blicksilbern der Kupfer- und Bleiarbeit an und beträgt durchschnittlich pro Mark $\frac{3}{8}$ — $\frac{3}{4}$ Grän und nach dem Feinbrennen gewöhnlich etwas über $\frac{3}{4}$, selten aber $\frac{7}{8}$ Grän. Man erhält jährlich von durchschnittlich 4000 Mark Brandsilber 10 Mark Gold.

Die Kunst, das Gold vom Silber zu scheiden, war im 16. Jahrhundert das Geheimnis der Münzer, und da es solche schon im 11. Jahrhundert in Goslar gab, so ist die Goldscheidung am Unterharze wahrscheinlich sehr alt. *) Calvör erwähnt derselben in seinen historischen Nachrichten vom Oberharzer und Unterharzer Bergwerke zuerst im Jahre 1565, dass nämlich Anton Coberger an 1600 Mark Rammelsbergischen Silbers, aber ohne Vortheil, geschieden habe. Um 1667 wurden wiederum, aber auch ohne günstigen Erfolg, Versuche angestellt, bis 1709 Bonhorst, nachmaliger Münzmeister in Clausthal, einen neuen Goldscheidungsprozess, welchen er in Nürnberg erlernt hatte, kennen lehrte, welches wahrscheinlich im Wesentlichen derselbe ist, welcher später unter dem Namen des Pfannenschmidtschen bekannt geworden. Nach dieser Methode geschah die Scheidung der Unterharzer Silber bis zum Jahre 1789 in Zellerfeld, wo dieselbe nach Oker verlegt und in der folgenden Weise ausgeführt wurde:

Bei dem Verhältnis des Goldes zum Silber von etwa 1:384 musste zuerst eine Einengung des ersteren bis auf $\frac{1}{4}$ stattfinden, um alsdann [die Legierung mittelst der Quartation, d. h. durch Behandlung mit Salpetersäure, zerlegen zu können. Das Silber

*) Geschichtliches über die Unterharzer Goldscheidung in Holzmannerceynisches Archiv 1805, pag. 509.

löst sich in derselben auf, das Gold bleibt zurück. Die Einengung des Goldes wurde dadurch herbeigeführt, dass man das Blicksilber granulirte, die Granalien mit Schwefel zusammenschmolz und dann Bleiglätte aufstreute. Es erfolgte hierbei ein Silberkönig von grösserem Goldgehalt und ein aus Schwefelsilber und Schwefelblei bestehender Stein (Plachmal). Nachdem man das Plachmal noch zu verschiedenen Malen durch Behandlung mit Glätte hinreichend entgoldet hatte, schied man das Silber und Blei durch Schmelzen mit Eisen daraus ab, das goldhaltige Silber aber wurde nach dem Feinbrennen der Quartation mit Salpetersäure übergeben. (Erdm. Journ. für pract. Chemie IX. 48; Lampad. Hüttenk. 2. Theil 2. Bd., pag. 144.)

Die Scheidekosten bei diesem weitläufigen und unvollkommenen Prozess betrugen pro Mark Gold 42—56 Thlr. *)

Petrie hat die Quartation durch Anwendung zweckmässig aufgestellter Apparate und des galvanischen Stromes zum Ausfällen des aufgelösten Silbers wesentlich verbessert. (Polytechn. Centralbl. 1853 Nr. 20, pag. 1244.)

Nachdem nun das vom Professor Schraubert in Moskau vorgeschlagene und im Jahre 1802 von d'Arcet ausgeführte Goldscheidungsverfahren mittelst Schwefelsäure einen allgemeinen Eingang gefunden hatte, wurde dasselbe auch zu Oker vom jetzigen Hüttenmeister F. Heinzmann im Jahre 1838 eingeführt und dabei das Kremnitzer Verfahren zum Muster genommen.

Zwar sah man sich genöthigt, statt der in Kremnitz gebräuchlichen billigen gusseisernen Lösekessel aus später zu erörternden Gründen theuerere von Porcellan anzuwenden; trotzdem giengen aber doch die Selbstkosten für die Scheidung von 1 Mark Gold auf 26—35 Thlr. herunter, weil die Schwefelsäure weit billiger als Salpetersäure ist und das feingebrannte Silber direct, ohne vorherige Anreicherung des Goldgehaltes, zur Scheidung genommen werden kann. Die Goldscheidung findet zu Oker alle Vierteljahre etwa 6 Wochen lang statt und es kommen dabei folgende Operationen vor:

I. Feinbrennen des Blicksilbers.

Allgemeines. Die Unterharzer Blicksilber besitzen einen Feingehalt von 15 Loth bis 15 Loth 6—8 Grän und enthalten ausserdem Blei, Wismuth (Bergwfr. III. 280), Kupfer, Antimon und Arsenik, welche zum Theil, so wie manche ihrer schwefelsauren Salze in Schwefelsäure unlöslich sind. Sie müssen deshalb vor der Behandlung der Legierung mit Schwefelsäure durchs Feinbrennen abgeschieden werden.

Feinbrennofen. Die Feinbrennöfen (Taf. III. Fig. 35—39), deren 3 vorhanden, sind kleine stark bauchige vorn offene Schachtöfen mit natürlichem Luftzuge, welche auf einer 3' 3½" hohen

*) 1 Mark Gold kostet im Handel etwa 208 Thlr. — Ueber den Werth des Goldes siehe Bergwfr. I. 384; II. 158.

Mauer *B* stehen. Der Schacht ist 22" hoch, der obere Durchmesser beträgt 1', der mittlere 1' 9", der untere, 2" über der Sohle des Herdes, 1' 5½". An der unteren Peripherie des Schachtes, 2" über der Sohle, liegen 6 Zugöffnungen *a* von ½" Durchmesser, welche an der hintern Seite des Ofens mit einem quer hindurchlaufenden Kanal *b* in Verbindung stehen, an den Seiten aber durch in dem Unterbau befindliche Züge *C* mit der atmosphärischen Luft communicieren. Durch mehr oder weniger Verschliessen dieser Züge reguliert man den Zug.

Verfahren beim Zur Aufnahme des Blicksilbers dienen die Test-
feinbrennen. pfannen (Fig. 38), gusseiserne Schalen *a* von 1' 7" Durchmesser, 7—8" Höhe und 9" Wandstärke. Nachdem dieselben — um sich zu versichern, dass sie nicht zerspringen oder gar schmelzen — ausgeglüht worden, stampft man sie mit einem gehörig angefeuchteten Gemenge von ⅔ feingesiebttem frischen und ⅓ schon gebrauchtem Mergel lagenweise voll, schneidet mit einem Spurmesser eine 2" 8" bis 3" grosse Vertiefung *b* von 8—9" Durchmesser aus, überstreuet dieselbe mit feingepulvertem ungelöschten Kalk und klopft sie mit einem eisernen Stösser (Mucker) fest und glatt. Nachdem die Teste etwa 10 Stunden durch ein Kohlenfeuer allmählich ausgetrocknet sind, bringt man sie durch die offene Vorderseite des Ofens auf dessen Sohle auf eine Unterlage von Asche und stellt sie mittelst einer Setzwage genau horizontal. Hierauf folgt das Besetzen der Teste mit 45—90 Mark Blicksilber, je nachdem solches der Vorrath zulässt, indem man die einzelnen Stücke im Kreise herum und die andern möglichst hohl legt, sodann wird der Test mit einer 1½' langen, 1' breiten und 4" hohen Thonmuffel mit 7 Zugöffnungen bedeckt, auf letztere Muffelscherben lose aufgelegt, damit keine Kohle auf das Metall fallen, und vor die Muffelmündung zwei Barnsteinstücke so gebracht, dass, nachdem die Vorderseite des Ofens mit Barnsteinen lose zugestellt (Ansicht *D* Fig. 36), eine Arbeitsöffnung *d* bleibt. Nachdem man die Muffel mit groben Fichtenkohlen umgeben hat, füllt man den Schacht damit voll, zündet sie mittelst eingebrachter brennender Spähne an, lässt das Silber, was etwa 4 Stunden dauert, bei mit abgeäthmeten harten Kohlen zugelegter Arbeitsöffnung einsmelzen und rührt dasselbe durch diese Oeffnung in Zwischenräumen mit einem eisernen, spiralförmig gekrümmten Haken zu wiederholten Malen so lange um, bis sich keine Glättaugen mehr auf der Oberfläche zeigen und dieselbe so blank geworden ist, dass sich der Haken vollständig darin spiegelt. In den Zwischenräumen, wo nicht gerührt wird, legt man die Arbeitsöffnung entweder mit Kohlen zu oder nicht, je nachdem es die Temperatur, die nicht bis zum Erstarren des Silbers sinken darf, erfordert.

Ist das Silber blank (fein) geworden, so taucht man eine vorn gekrümmte und zusammengedrückte Zange öfters in das noch flüssige Metall, bis sich ein Silberklumpen (Blume) daran

angesetzt hat, lässt durch eine Rinne vorsichtig Wasser auf das Silber fließen, durchstösst die erstarrte Oberfläche mittelst der Zange und hält, sobald das Spratzen des Silbers beginnt, die Oberfläche offen, damit dasselbe nicht umhergeschleudert wird. Das Spratzen lässt sich durch Umrühren des Silbers mit einer Holzstange vermeiden, indem der frei werdende Sauerstoff sich mit den Verkohlungsproducten derselben verbindet. Nachdem das Aufwallen nachgelassen hat, hört man auch mit dem Zugiessen von Wasser auf, entfernt die Vorwand, räumt die Kohlen aus dem Ofen, hebt die Muffel vorsichtig ab, schlägt die Zange aus dem Silberkuchen heraus, holt denselben mit einer Zange aus dem Test, und reinigt das Silber auf einem Amboss durch Bepicken mit kleinen Spitzhämmern. Nachdem die Brandstücke sodann mit Fäusteln in eine für das nachherige Einschmelzen in Tiegeln passende Form zusammengetrieben, mit einer messingenen Kratzbürste gereinigt, numeriert und in Wasser völlig abgelöscht sind, werden sie gewogen und zum Schmelzen und Granulieren aufbewahrt.

Die Muffeln und Muffelscherben werden von allen sichtbaren Silberkörnchen gereinigt, dann feingestossen, geschlämmt und dabei noch Silbertheilchen gewonnen. Das Abgeschlämmte kommt nebst dem Testmangel zum Krätzschmelzen.

Producte. 1. Brandsilber mit 15 Loth 16—17 Grän Feinsilber und reichlich $\frac{3}{4}$ Grän Gold; die Bleibrandsilber kommen zuweilen auf einen Gehalt von $1\frac{1}{8}$ Grän Gold. Nach Barruel bekommt Silber, welches nur $\frac{1}{6000}$ fremde Substanzen beigement enthält, nämlich 0,0035 Prct. Eisen, 0,002 Prct. Kobalt und 0,0005 Prct. Nickel, eine bedeutende Härte. (Pogg. Ann. Bd. 88 pag. 176.) Das Brandsilber wird eingeschmolzen und granuliert.

2. Testasche (Herd), ist sehr wismuthhaltig (Bergwfr. III. 289) und wird gemeinschaftlich mit dem beim Einschmelzen des entgoldeten Silbers fallenden Krätz mit Glätte im Frischofen durchgesetzt. vid. Stammbaum VI.

Ausweis. 100 Mark Blicksilber liefern durchschnittlich 94 Mark Brandsilber und erfordern $\frac{3}{4}$ Maass weiche Kohlen und 5—6 Stunden Zeit. Principmässig darf pro Mark $\frac{1}{16}$ Loth Abgang stattfinden.

Zur Controle des Feinbrennens werden die Blicksilber zuvor auf ihre Feine probiert. Behuf des Probenehmens etc. erhitzt man dieselben auf einem Kohlenfeuer, zerschlägt sie und nimmt von jedem Blicke mehrere Proben von der Mitte und dem Rande, und zwar je nach dem Gewicht der Blicke ein bestimmtes Probequantum, nämlich bei einem Blick von 30—40 Mark etwa 2 Loth. Die Proben der von jeder Hütte und der von der Blei- und Kupferarbeit erfolgten Silber werden für sich in einem Hessischen Tiegel eingeschmolzen, granuliert und 2 Loth Granalien zur Feinprobe verwandt, das Uebrige mit auf den Test gesetzt. Die Feinprobe wird mit 16 Loth (Probirgewicht) Granalien und 48 Loth Blei ausgeführt.

II. Granulieren des Brandsilbers.

Verfahren. Das Einschmelzen des Silbers geschieht in einem Windofen von 3' 2" Höhe und 20½" Durchmesser bei aufgesetztem Zugthurm von 5—6' Höhe in vorher abgewärmten Graphittiegeln von 90 Mark Inhalt. Nachdem bei aufgesetztem Tiegeldeckel ein mit Kohlenstaub bedecktes Feinstück von 70—80 Mark Gewicht bei Holzkohlen- und Koksfeuerung nach etwa 2 Stunden eingeschmolzen ist, setzt man ein zweites vorher abgewärmtes nach, und ist auch dieses flüssig geworden, so schöpft man das Silber mittelst eines angewärmten kleinen Graphittiegels, der mit einer Zange gefasst wird, in einen kupfernen Kessel mit doppeltem Boden und von 16 Eimer Inhalt aus, in welchem kaltes Wasser mittelst eines Stabes in steter kreisender Bewegung gehalten wird.

Die Granalien, welche durch ein 1' im Durchmesser haltendes Loch im Boden des inneren Kessels in den äusseren fallen und dadurch das Umrühren des Wassers nicht behindern, werden in kupfernen Pfannen über Kohlenfeuer getrocknet und zum Lösen abgegeben.

Man granuliert jedesmal nur 2 Brandstücke, damit sich das Wasser nicht zu sehr erhitzt und sich in Folge dessen nicht zu grosse und schwere Granalien bilden, und besetzt dann den Schmelztiegel von neuem. Auf 100 Mark Granalien gehen etwa 0,8 Maass Kohlen und 0,5 Balgen Koks. Das Schmelzen des Silbers in gusseisernen Tiegeln*) ist gut von statten gegangen, jedoch noch nicht current eingeführt, weil man erst die noch vorrätigen Ypser Tiegel verbrauchen will.

III. Auflösen des Granuliersilbers in Porzellan-gefässen.

Öfenherd. In einem gemauerten, mit glasierten Platten belegten Herd (Taf. III. Fig. 41) von 2' 9" Tiefe, 11½' Länge und 3' Höhe sind 4 gusseiserne Kessel *d* von 1' 4" Durchmesser und 14" Tiefe eingemauert, deren jeder mit einer besonderen Feuerung versehen ist. In diese Kessel werden die aus der Charlottenburger Sanitätsgeschirrfabrik bezogenen Porzellangefässe *a***) (Fig. 40) von 9" oberem, 11" unterem und 13" Durchmesser im Bauche und 13" Höhe, nachdem sie mit Drath besponnen, mit Lehm, der mit Essig angefeuchtet und mit Hammerschlag beworfen ist, beschlagen und mit einem aus Eisenblech und Eisenstäben zusammengefügtten Gehäuse umgeben sind, so eingehängt, dass sie das Gusseisen nicht berühren. Das Feuer umspielt das äussere Gefäss, welches auch zum Auffangen der

*) Hausmann, über die Anwendung gusseiserner Tiegel zum Schmelzen von Silber. Berg- und hüttenm. Ztg. 1843, pag. 406.

**) Die Thonwaaren von Ernst Marsch in Charlottenburg sollen Hitze gut vertragen, von Säuren nicht angegriffen werden und billig sein. (Dingl. CXX. 127.)

Lösung dient, wenn ein Lösegefäss springen sollte. Jedes Gefäss besitzt einen doppelten Rand *c*, so dass, wenn der Raum zwischen beiden Rändern mit Wasser gefüllt und der Porzellandeckel *d* aufgesetzt ist, demnächst keine Dämpfe am Rande des Deckels entweichen können. Der Deckel selbst enthält 2 Oeffnungen, ebenfalls zum Wasserverschluss eingerichtet. Die eine an der Seite *e* mit einem kleinen Deckel verschliessbare Oeffnung dient zum Einführen eines Rührstabes und überhaupt zur Beobachtung des Löseprozesses, die andere in der Mitte des Deckels befindliche *f* wird mit einem 3' langen und 2" im Lichten weiten Porzellanrohr *g* versehen, auf welches wiederum unter Wasserverschluss ein Bleirohr *h* aufgesetzt wird, welches die beim Lösen entstandene schweflige Säure ins Freie führt. Der ganze Löseherd steht unter einem Rauchfange.

Verfahren. Jedes Gefäss wird mit 25 Mark Granalien und 62 Mark concentrirter Schwefelsäure, die sich in einem graduirten, mit Blei ausgeschlagenen Eimer befindet, besetzt und allmählich mit Reisigfeuerung so weit erhitzt (bis auf 120—130° R.), dass man die Hand eben an das Bleirohr halten kann. Ist dies nicht mehr möglich und nimmt man gleichzeitig im Lösegefäss ein eigenthümliches Knackern wahr oder kommt das Absperrwasser zum Kochen, so ist die Temperatur zu hoch und das Zerspringen des Gefässes zu befürchten. Das Absperrwasser nimmt durch Absorption der sauren Dämpfe allmählich an Volum zu und muss, damit es nicht an dem Porzellanrohr herab auf den heissen Deckel fliesst, mit einem Heber theilweise abgezogen werden. Nach 4—6 Stunden, wenn man beim Oeffnen des kleinen Deckels kein Zischen mehr wahrnimmt und durch einen eingebrachten Eisenspatel keine Granalien mehr fühlt, so ist der Prozess beendigt und man stellt das Feuern ein. 2—3 Stunden nachher spült man die Gefässwände, nachdem Bleirohr, Porzellanrohr und Deckel abgenommen, mittelst verdünnter Schwefelsäure (1 Säure und 1 Wasser), die durch einen gekrümmten Porzellantrichter eingegossen wird, ab, gibt dann noch ein Feuer, damit die Lösung flüssig bleibt und lässt hierauf das Gold 5—6 Stunden lang sich setzen. Sodann wird das Gefäss vorsichtig ausgehoben, auf einen mit einer Planne belegten Schemel gestellt und durch Neigen das flüssige schwefelsaure Silberoxyd aus allen 4 Gefässen sorgfältig und möglichst rein vom Golde in eine untergesetzte Bleipfanne von 4' Länge, 1' Breite und 1' Tiefe abgegossen, welche mit einem Deckel und daran befindlicher trichterförmiger Oeffnung versehen ist. Zu dem im Lösegefässe zurückgebliebenen Golde werden dann wieder frische Granalien gesetzt und der Prozess so oft wiederholt, als noch Scheidegut vorhanden ist.

Den in der Bleipfanne erstarrten Silbervitriol sticht man nach etwa 12 Stunden mit einem eisernen Spatel los und bringt ihn mittelst einer porzellanenen Schöpfkelle in die Fällpfanne.

Man hat versucht, die Scheidung in gusseisernen Kesseln vorzunehmen, allein es entstanden dabei meist eisenhaltige Bodensätze, welche einestheils das gehörige Absetzen des Goldes verhinderten, anderntheils nicht ohne Zeitaufwand aufzuarbeiten waren. Auch stiegen vom Boden des Lösegefässes durch Einwirkung der Säure auf das Eisen gebildete Blasen auf, welche das äusserst fein zertheilte Gold aufrührten und dessen Absetzen nicht zuließen, wozu ausserdem die ölige Beschaffenheit der Lauge nicht förderlich war. Wartete man bis zum Aufhören der Gasentwicklung, so wurde die Lösung zu kalt.

Auch das Abschöpfen der Silbersolution von dem Golde erwies sich nicht zweckmässig. Aus dem übergeschöpften Rückstande, welcher aus Silberoxyd, Eisenoxydul, Eisenoxyd an Schwefelsäure gebunden, feinzertheiltem Golde und Kohle besteht, wird durch reducierende Einwirkung des Eisenvitriols auf den Silbervitriol metallisches Silber ausgeschieden, welches wieder mit dem Golde sich vereinigt. Wird mit gehöriger Vorsicht gearbeitet, so ist die Scheidung in Porzellan der in Platin gleichzustellen.

Produkte. Beim Lösen erhält man:

1. Scheidegold, noch mit Silber verunreinigt, wird noch einer weiteren Reinigung unterworfen.

2. Schwefelsaures Silberoxyd, als weisse krystallisierte Masse, wird aus der Bleipfanne mit eisernen Spateln ausgestochen und in die bleierne Fällpfanne zur Abscheidung des Silbers durch Kupfer eingetragen, während anderwärts, wo die Lösung in gusseisernen Kesseln geschieht, das flüssige schwefelsaure Silber gewöhnlich gleich in die mit Wasser versehene Fällpfanne geschöpft wird.

Der stöchiometrischen Rechnung zufolge braucht man zur Lösung von 100 Theilen Silber nur 90 Theile Schwefelsäure ($\text{Ag} + 2 \text{SO}^3 = \text{AgO}, \text{SO}^3 + \text{SO}^2$), man nimmt aber immer mehr, um die gebildeten schwefelsauren Salze in Lösung zu erhalten, so zu Oker auf 25 Silber 50 Theile Säure.

3. Schweflige Säure, entweicht durch das Bleirohr unbenutzt in die Atmosphäre.

IV. Reinigung des Scheidegoldes.

Verfahren. Das im Lösegefäss zurückgebliebene silberhaltige und mit erstarrtem schwefelsauren Silberoxyd gemengte Gold wurde früher mit einem eisernen Spaten in einen gusseisernen Kessel übergefüllt und ersteres gehörig mit Schwefelsäure ausgespült. Durch wiederholtes 7—8maliges Auskochen mit Schwefelsäure gab man dem Golde die grösstmögliche Feine (23 Karat 8 Grän), indem man das schwefelsaure Silberoxyd nach jedesmaligem Kochen vom Golde abgoss. Hatte letzteres nach einer angestellten Probe die gehörige Feine erhalten, so wurde es in eine Porzellanschale gegeben und so lange mit heissem Wasser ausgesüsst, bis Kochsalzlösung im Filtrat keine Trübung mehr

erzeugte. Seit einiger Zeit hat man dies Reinigungsverfahren mit Vortheil dahin abgekürzt, dass man das 2—3 Mal in einem Porzellanlösegefäss ausgekochte, dann gehörig ausgesüsste und getrocknete Scheidegold nach Pettenkofer's Methode (Dingl. CIV. 118; CXI. 359; Bergwfr. XII. 3) mit saurem schwefelsauren Natron, dem man etwas Schwefelsäure zusetzt, bei Rothglühhitze in einem mit Drath umspinnenen und in einen Hessischen Tiegel gestellten Porzellantiegel zusammenschmilzt und die geschmolzene Masse in einer porzellanenen Schüssel mittelst mit etwas Schwefelsäure angesäuerten heissen Wassers gehörig auswässert, wo dann das getrocknete und geschmolzene Gold einen Feingehalt von 23 Karat 8—10 Grän zeigt.

Das Einschmelzen des Goldes geschieht jährlich einmal in einem mit Kreide ausgestrichenen und mit einer Graphitplatte bedeckten 6märkigen Hessischen Tiegel, in welchen man dasselbe im Gemenge mit etwas Salpeter und Borax zu verschiedenen Malen einträgt, vor dem Gebläse im Probierlaboratorium zu Oker. Nachdem dasselbe in Fluss gekommen, wird es in erwärmte, mit gelbem Wachse ausgestrichene Formen zu Zainen von 5—6" Länge gegossen. Zuvor legt man ein mit Unschlitt eingeriebenes Stück Leinwand auf den Tiegel, um den Zutritt der kalten Luft abzuhalten und durch sein Verbrennen die Temperatur zu erhöhen. Die Formen stehen in eisernen Pfannen, um die wegspritzenden Goldkörnchen darin aufzufangen. Die erkalteten Zaine werden von den Schlacken gereinigt, welche letztere man auf einem Ansiedescherben im Probierofen mit Blei ansiedet und den Bleikönig mit den Körnchen aus der Eisenpfanne abtreibt. Das erhaltene Goldkorn kommt entweder mit zur Theilung an die beiderseitigen Münzen oder wieder in die nächstjährige Scheidung.

Producte. 1. Feines Gold mit 23 Karat 8—10 Grän Feine. Geht an die Münzen.

2. Schwefelsaure Silberoxydlösungen, werden in die Fällpfanne gethan.

Die Säure von den letzten Auskochungen wird zur Auflösung der Silbergranalien mit verwandt.

V. Ausfällen des Silbers aus dem schwefelsauren Silberoxyd mittelst Kupfers.

Verfahren. Nachdem der aus 8 Lösegefässen, also von 200 Mark Silber, erfolgte Silbervitriol in die bleierne 5' 8" lange, 2' 6" breite und 1' 6" tiefe Fällpfanne (Fig. 44) eingetragen ist, wird dieselbe mit kaltem Wasser angefüllt und erhitzt, wo sich dann das Salz unter stetem Umrühren mit einer hölzernen Schaufel in etwa 1 Stunde löst. Dann beginnt man die Fällung mittelst Kupferblechen, welche über mehreren, quer über die Pfanne gelegten eisernen Stäben in die Lösung eingehängt werden. Letztere wird fortwährend im Kochen erhalten und öfters umgerührt, damit sich nichts am Boden festsetzt. Nach etwa 2

Stunden, wenn sich in der Flüssigkeit ein eigenthümliches Flimmern von sich ausscheidenden Silbervitriolkryställchen zeigt, muss zur Beschleunigung der Fällung Wasser nachgegossen und noch eine Stunde stark gefeuert werden, bis die anfangs milchige Flüssigkeit klar wird und auf der Oberfläche metallische Silbertheilchen (Silberschaum) herumschwimmen. Bei einer Concentration über 28° B. wird die Ausscheidung des Silbers unvollkommen, bei 25° B. hat die Lauge die richtige Verdünnung. Der Prozess wird dann noch so lange fortgesetzt, bis in einer ausgeschöpften Probe Kochsalz keinen Niederschlag von Chlorsilber mehr erzeugt. Ist dieser Zeitpunkt eingetreten, so schiebt man das gefällte Silber auf dem Boden der Pfanne zur Seite und zieht nach einiger Zeit (8—10 Stunden) die Kupferlauge bis auf etwa 1" Stand aus der Fällpfanne mittelst eines bleernen Hebers in ein Gefäss über, um sie demnächst an den Vitriolhof zu Goslar abzugeben, nimmt die Kupferplatten weg, sucht alle Kupferschnitzeln aus dem Fällsilber aus und füllt dieses zum nachherigen Aussüssen mittelst einer porzellanenen Schaufel in ein Vorrathsgefäss über. Der Silbervitriol löst sich in 88 Theilen siedendem Wasser; 100 Theile Silber bedürfen zur Fällung 29 Theile Kupfer und es erfolgen 115 Theile krySTALLISIRTER Kupfervitriol.

VI. Aussüssen des Fällsilbers.

Verfahren. Das Fällsilber wird aus dem Vorrathsgefäss mittelst kupferner Handschaufeln in ein in einem Gestelle aufgehängtes doppeltes kupfernes Sieb mit dazwischen gelegtem Leinen und Filtrierpapier gebracht und durch öfteres Aufgiessen von kochendem Wasser so lange, etwa 5 Stunden, ausgesüsst, bis im Aussüßwasser durch Ammoniak und Blutlaugensalz keine Kupferreaction (blaue Färbung oder brauner Niederschlag) mehr erscheint. Die ersten Aussüßwasser werden auf dem Vitriolhofe zu Goslar auf Kupfervitriol benutzt, die späteren gehen in die Fluth; das ausgesüßte Fällsilber bleibt noch 24 Stunden im Siebe, damit das Wasser gehörig abtropft, wird dann aber in einen kupfernen Vorrathsbehälter übergefüllt. Tücher, Siebe und Filtrierpapier werden von Zeit zu Zeit sorgfältig von anhaftendem Silber gereinigt. Zum Aussüssen von 200 Mark Silber werden etwa 60 Eimer Wasser verbraucht.

VII. Pressen, Trocknen und Schmelzen des Fällsilbers.

Pressen. Zur schnellen Entfernung des Aussüßwassers aus dem Fällsilber trägt man auf zwei in einer Porzellanschale quer übereinander gelegte leinene Lappen nach Gutdünken (etwa 8—10 Mark) Fällsilber, thut oben auf 1 Messerspitze voll Salpeter, schlägt die Lappen fest zusammen und trägt das Päckchen in einen eisernen Cylinder *a* (Fig. 42 und 43) von 7½" Durch

messer und 9" Höhe mit doppeltem Boden ein, setzt auf dasselbe einen Holzcyylinder *b*, legt darauf ein zwischen 2 Leitungen gehendes Brett *c* und presst das Silber durch Anziehen einer Schraube *d* gegen dieses Brett stark zusammen. Das Wasser fließt durch den gereiften und durchlöcherten oberen Boden auf den unteren und von hier aus dem Cylinder heraus, während der etwa $1\frac{3}{4}$ " dicke gepresste Kuchen ausgehoben, aus dem Leinen genommen und auf einer mit einer Feuerung versehenen Eisenpfanne von 5' Länge und 2' Breite so lange getrocknet wird, bis keine Wasserdämpfe mehr entweichen. Man legt gewöhnlich 18 Stück Kuchen auf den Trockenherd und darüber wieder 10 Stück.

Einschmelzen. Das Einschmelzen des getrockneten Fällsilbers geschah bislang in einem Hessischen Tiegel, nachdem derselbe in einen Passauer Tiegel gesetzt worden war, im Windofen. Ist bei aufgesetztem eisernen Deckel der erste Einsatz im Tiegel mit Holzkohlen und Koks geschmolzen, so gibt man einen zweiten u. s. w., so dass etwa 320 Mark auf einmal eingeschmolzen werden. Das Silber zeigt beim Schmelzen ein eigenthümliches, Verluste nach sich ziehendes Sprudeln, was man bislang noch nicht hat beseitigen können. Ist dieses geschehen, so zieht man die durch den Salpeter erzeugte kupferhaltige Schlacke ab, nachdem vorher Ziegelmehl aufgestreut ist, um die Schlacke zäher zu machen, und schöpft das Silber mittelst eines mit der Zange gefassten Graphittiegels in herzförmige eiserne Formen (Fig. 39) von 4" Höhe, $10\frac{1}{2}$ " Breite und 9" Weite am breiten Ende und 90 Mark Inhalt über und bedeckt diese, um durch das Spratzen des Silbers keinen Verlust zu haben, mit einem eisernen Deckel. Die Silberbarren werden noch rothglühend aus der Form herausgenommen, die durch das Spratzen entstandene Blume niedergeschlagen, mit der Kratzbürste gereinigt und abgelöscht. Das Silber hat gewöhnlich einen Gehalt von 15 Loth 16—17 Grän Feinsilber.

Nach dem Erkalten des Tiegels nimmt man den an dessen Boden befindlichen Silberkönig heraus, reinigt den Tiegel von anhaftenden Silberkörnchen, und im Fall er gesprungen sein sollte, zerschlägt man ihn, zerstösst die Scherben und schlämmt die Silbertheile ab. Das abgeschlammte Tiegelgut kommt zum Krätzschmelzen.

Zum Einschmelzen von 100 Mark Fällsilber gehen etwa 5,5 Stunden Zeit, 0,91 Maass Kohlen und 0,51 Balgen Koks bei 1,1 Thlr. Kosten.

In neuester Zeit findet dieses Einschmelzen in von der Altenauer Eisenhütte bezogenen gusseisernen Tiegeln*) statt, die aussen mit Graphit und innen mit Kreide ausgestrichen sind. Man erspart dabei nicht unbedeutend an Zeit,

*) Gaudry über die von Cavé in Paris aus Schmiedeeisen verfertigten Tiegel zum Schmelzen des Silbers. Dingl., Bd. 127 pag. 36. 1853; berg- und hüttenm. Ztg. 1853 pag. 455.

Brennmaterial und sonstigen Kosten, bekommt weniger Krätzen, die Tiegel halten weit länger und gehen seltner durch etc. 100 Mark Silber in eisernen Tiegeln zu schmelzen erfordern 0,26 Maass Kohlen, 1—2 Stunden Zeit und an Kosten überhaupt 0,23 Thlr. Die Tiegel haben $6\frac{1}{2}$ " unteren und $18\frac{1}{2}$ " oberen Durchmesser, $18\frac{1}{2}$ " ganze Höhe und 16" Höhe im Lichten bei $\frac{3}{4}$ " Wandstärke oben.

VIII. Krätzarbeiten.

Es kommen folgende Krätzarbeiten vor:

a. Zugutemachung des Inhalts der Goldpfanne.

Verfahren. Alle silberhaltigen Wasser, als Spülwasser, Aussüßwasser vom Golde, Sperrwasser von den Lösegefäßen, das Presswasser etc. werden in eine neben der Fällpfanne befindliche kleine Pfanne, Goldpfanne (Fig. 44), von 2' 6" Länge, 1' 9" Breite und 1' 6" Tiefe gethan, darin zum Kochen erhitzt und mittelst eingehängter Kupferstreifen das Silber ausgefällt, welches am Schlusse einer jeden jährlichen Scheidung herausgenommen und getrocknet wird. Dasselbe kommt zum desjährigen Krätzschmelzen wegen seines Eisengehaltes, der vom Abwaschen der eisernen Kessel des Löseherdes und der eisernen Geräthschaften herrührt, und der Verunreinigung mit Lehm, welcher beim Ausspülen der damit beschlagenen Lösegefäße abspringt.

b. Das einjährige Krätzschmelzen.

Verfahren. Demselben werden die eisenhaltigen Silber aus der Goldpfanne, von den beim Feinbrennen benutzten Rührhaken und vom Schmelzen der Fällsilber in gusseisernen Tiegeln unterworfen, ferner die silberreichen Krätzen vom Pochen und Verwaschen der Muffelscherben. Diese Substanzen werden mit Glätte und Glas gemengt und in einem Graphittiegel bei Koks und Holzkohlen im Windofen eingeschmolzen, indem man die reichsten Krätzen nach unten hin bringt. Der erfolgende bleiische Silberkönig wird feingebrannt und das resultierende Krätzstück der nächstjährigen Scheidung übergeben.

c. Das dreijährige Krätzschmelzen.

Verfahren. Das Material hierfür geben die Kohlen vom Feinbrennen, der Testmergel, der Fegedreck, die Asche aus den Aschenfällen, das Verwaschene vom Zerkleinern der Muffelscherben und sonstige silberhaltige Abfälle. Dieser Krätz wird alljährlich in einem grossen kupfernen Kessel mit Wasser übergossen, die dabei obenauf gehende Kohle zur Bleiarbeit der Okerhütte abgegeben, der Bodenrückstand aber in einem Handsiebe gesetzt, wobei sich die Gröbe vom Feinen separiert.

Das durch das Sieb hindurch gegangene Feine gibt bei weiterer Behandlung im Pochwerke Silberkörner, die beim Brennen

des jährigen Krätzstückes mit zugesetzt werden, während das übrige Pochwerksgut zum Schmelzen des jährigen Krätzes kommt. Das Siebgroße wird alle 3 Jahre bei einem Zuschlag von Glätte (etwa 40 Ctr.) und Kupfererzschlacken im Bleifrischofen auf Werkblei verschmolzen, welches im Goldscheidungslaboratorium bis zu einem Vorrathe von 80 Ctrn. aufbewahrt und dann abgetrieben wird. Das hierbei erfolgende Blicksilber wird fein-gebrannt und kommt zur Goldscheidung; die Glätte geht in den Haushalt der Okerhütte zurück, und die beim Krätzschmelzen fallende Schlacke wird den Bleierzschichten der genannten Hütte zugeschlagen.

Anhang. Hauptausweis.

Nach dem Principe sollen aus der Mark Brandsilber $\frac{3}{4}$ Grän Gold ausgebracht werden; das wirkliche Ausbringen ergibt aber gewöhnlich $\frac{13}{16}$ Grän. Auf 100 Mark Silber dürfen beim Lösen etc. 2 Loth verloren gehen, ohne dass eine Erläuterung gegeben zu werden braucht und nur die grösste Genauigkeit und Pünktlichkeit bei Ausführung der einzelnen Arbeiten sichert vor einem grösseren Verluste. Während, wie bereits angeführt, die Scheidekosten pro Mark Gold nach der alten Methode 42—56 Thlr. betrugen, so haben sie sich bei der beschriebenen Methode bis auf 28—32 Thlr. verringert.

In den 5 Jahren von 1848—1852 sind erfolgt von 19,352 Mark 4 Loth Blicksilber: 18,263 Mark 14 Loth 2 Quentchen Brandsilber und 52 Mark 4 Loth 2 Quentchen Gold bei einem Aufwand von: 128 Schock Waasen, 5 Malter Rösteholz, $46\frac{1}{2}$ Karren Kohlen, 90 Balgen Koks, 21,651 Pfd. Schwefelsäure und 2860 Pfd. Kupfer.

Ausser dem Goldscheider und seinem Gehülfen ist in der Goldscheidung 1 Arbeiter beschäftigt, welcher für eine 8stündige Schicht 4 Ggr. 7 Pf., in einer 10stündigen 5 Ggr. 8 Pf. erhält, wie die Tagelöhner auf den Schmelzhütten. (vid. Anlage VI. Stammbaum von der Okerschen Goldscheidung.)

5. Abschnitt.

Schwefelläuterung zur Herzog Julius Hütte.

Verfahren. Der von allen drei Unterharzer Hütten beim ersten Rösten der Blei- und Kupfererze in freien Haufen gewonnene Rohschwefel*) enthält noch Erzklein und Wasser beigemengt, deren Entfernung die Läuterung bezweckt. Man schmilzt in einer 4' langen, 2' breiten und 1' tiefen gusseisernen Pfanne etwa 3 Ctr. 52 Pfd. Rohschwefelstücke in 2½—3 Stunden ein, wobei sich das Wasser verflüchtigt und die Unreinigkeiten zu Boden gehen. Während dieser Zeit holt man einmal die zusammen gebackenen Stücke heraus und zerschlägt sie, so wie die sich etwa bildende Kruste. Während des Einschmelzens wird der Schwefel durch das Entweichen der Wasserdämpfe in eine kochende Bewegung versetzt. Bilden sich kleine Wassersümpfe, so nimmt man sie mittelst eines Löffels weg. Sobald keine festen Stücke mehr in der geschmolzenen Masse herumschwimmen, lässt man dieselbe bis zu 160—200° C. abkühlen, wo dann der Schwefel bei dunkelrothbrauner Farbe hinreichend dünnflüssig ist, um die Unreinigkeiten fahren zu lassen. Bei zu hoher oder zu niedriger Temperatur geschieht dies unvollkommen, weil der Schwefel alsdann dickflüssig wird. Hat er den richtigen Hitzgrad, so füllt man ihn mittelst kupferner Kellen vom Bodensatz ab in einen mit Lehm dünn überzogenen kupfernen Kessel (Absatzbecken) von 2' 7" Durchmesser und 1' 7" Tiefe über, lässt denselben hierin etwa ½—¾ Stunden sich klären, wobei die Unreinigkeiten vollständig als Schaum oder Bodensatz sich absondern, zieht die Haut von Zeit zu Zeit ab und schöpft den Schwefel, so bald sich keine Haut mehr bildet,

*) Das in den Rammelsberger Kupfer- und Bleierzen jährlich mit zur Verröstung kommende Quantum Schwefelkies beträgt etwa 170,500 Ctr., wovon nur etwa 2000 Ctr. Schwefel gewonnen werden, während an 90,850 Ctr. darin enthalten sind.

aus. Während des Ausschöpfens wird die Schmelzpfanne sogleich wieder besetzt, damit sich der immer weniger werdende heisse Schwefel nicht entzündet. Das Ausschöpfen in die Formen muss bei einer bestimmten Temperatur geschehen. Geschieht es zu früh, so ist der Schwefel noch unrein, wenn zu spät, so setzt sich zu viel reiner Schwefel mit ab. Die Temperatur ist richtig, wenn sich auf der ganzen Oberfläche eine Kruste von solcher Stärke bildet, dass dieselbe beim Abnehmen in Tafeln von 4—6 Quadratzoll zerbricht. Nachdem die Kruste sorgfältig entfernt ist, giesst man den Schwefel entweder in hölzerne, zuvor in Wasser getauchte Stangenformen, oder behuf der Pulverfabrikation in Tubben von etwa 40 Pfd. Inhalt. Diese Stücke werden 4—5 Mal zerschlagen und so verpackt. In dieser Form soll sich der Schwefel am besten pulverisieren lassen. Die Formen bestehen aus mit Zwingen zusammengehaltenen Brettern von 6" Breite und 1' 11" Höhe, von denen jedes eine Anzahl correspondierender Rinnen enthält. Beim Giessen in die Formen, deren sich gewöhnlich 20 in einem Satze befinden, giesst man zunächst etwas Schwefel in jedes Loch, damit die Ritzen zugehen, dann füllt man eine Form nach der andern und lässt erkalten. Nach dem Aufschrauben der Zwingen werden dieselben mehrmals gegen den Boden gestossen, wobei sich die Stangen ablösen. Der am Absatzbecken lose hängen bleibende Schwefel wird mit einer Handkratze abgelöst und wieder zugesetzt; der Rückstandschwefel bleibt bis zum Abend sitzen und wird dann ausgeklopft.

Producte. Die bei diesem Umschmelzen erfolgenden Producte sind demnach:

1. Stangenschwefel, welcher in Quantitäten von 3 Ctr. in Tonnen gepackt wird. Hält etwa $\frac{1}{2}$ Prct. Arsen und Selen.

2. Rückstandsschwefel, worunter man die unreine Haut und den Bodensatz begreift. Dieser wird, wenn sich 4—5 Ctr. angesammelt haben, in etwa 4—5 Stunden eingeschmolzen und durch grobe Leinwand filtriert. Den durchfiltrierten Schwefel setzt man demnächst beim Einschmelzen des Rohschwefels wieder zu; den in der Leinwand gebliebenen Rückstand aber gibt man als Grauschwefel in unregelmässigen Stücken in den Handel. Grauschwefel enthielt nach F. Ulrich in 3 Lagen 70, 65 und 74 Prct. Schwefel und 6,1 Prct. Arsenik.

Ausweis. Von 100 Ctr. Rohschwefel erfolgten 88—92 Ctr. Stangenschwefel, 3—4 $\frac{1}{2}$ Ctr. Rückstandsschwefel, 2—4 Ctr. Grauschwefel und 3 Pfd. Wasser, und erfordern dieselben zur Läuterung 1 $\frac{1}{2}$ Malter Fichtenholz.

Man läutert täglich in 5 Pfannen und in 12—14 Stunden 20 Ctr. Rohschwefel, wovon 18 $\frac{1}{4}$ —18 $\frac{3}{4}$ Ctr. guter Stangenschwefel, 100—110 Pfd. Rückstandsschwefel und 50—55 Pfd. Grauschwefel erfolgen. 100 Ctr. Rückstandsschwefel liefern bei einem Aufwand von 2 $\frac{2}{3}$ Malter Fichtenholz 45—46 Ctr. gelben und 53—54 Ctr. Grauschwefel.

Durchschnittlich liefert der Rohschwefel 93 Prct. gelben und 3 Prct. grauen Schwefel.

Das erforderliche Personal besteht aus 2 Mann, welche für 1 Ctr. gelben Schwefel 3 Ggr. 5 Pf., für 1 Ctr. Rückstandschwefel dasselbe Lohn, für das Abwägen des Rohschwefels quartaliter 13 Ggr. 9 Pf. und für das Wägen, Verpacken und den Transport des gelben Schwefels in die Niederlage pro Centner 8 Pf. erhalten. Die Läuterungskosten pro Centner Schwefel betrugen im Jahre 1852 13 Ggr. 7 Pf.

(Siehe Anlage III. Nr. 2—9d.)

Fabrikation der Englischen oder concentrirten Schwefelsäure Oker.

Allgemeines.

Englische Schwefelsäure (concentrirte Schwefelsäure) erzeugt sich beim Zusammenwirken von schwefeliger Säure, Stickoxydgas, Wasserdampf und Luft. Nach der älteren von Berzelius aufgestellten Theorie verwandelt sich hierbei das Stickoxydgas unter Aufnahme von Sauerstoff aus der Luft in salpetrige Säure und diese gibt unter Einfluss von Feuchtigkeit den aufgenommenen Sauerstoff an die schwefelige Säure unter Bildung von Schwefelsäure ab, die sich dann mit dem Wasserdampf condensirt. $(NO_2 + SO_2 + H_2O = NO + SO_3 + H_2O)$.

Nach einer neueren Theorie geht das Stickoxydgas, NO_2 , durch Aufnahme von Sauerstoff aus der Luft in Untersalpetersäure, NO_2 , über und diese setzt sich mit der schwefeligen Säure zu saurem schwefelsauren Stickoxydgas um $(NO_2 + 2SO_2 = NO_2 \cdot 2SO_2)$. Kommt letzteres mit Wasserdampf oder mit der kalten Wasserschicht am Boden der Kammer in Berührung, so zerlegt es sich unter Brausen in Schwefelsäurehydrat und Stickoxydgas, welches dann wieder in der angegebenen Weise wirkt $[NO_2 \cdot 2SO_2 + 2H_2O = NO_2 + 2(SO_3 \cdot H_2O)]$.

Zu dieser Theorie hat die Bildung von oft kohligen Krystallen an den kälteren Theilen der Schwefelsäurekammern Veranlassung gegeben, welche Clement und Desormes (Erdm. Journ. für pract. Chemie XXI. 401) für eine Verbindung von Schwefelsäure und Stickoxydgas; Gay-Lussac, Henry, Berzelius und Bussy (ibid. pag. 402; Pogg. XII. 174) für eine

Durchschnittlich liefert der Rohschwefel 93 Pct. gelben und 3 Pct. grauen Schwefel. Das erforderliche Personal besteht aus 2 Mann, welche für 1 Ctr. gelben Schwefel 3 Ggr. 5 Pf., für 1 Ctr. Rückstands- schwefel dasselbe Lohn, für das Abwiegen des Rohschwefels postalter 13 Ggr. 9 Pf. und für das Wägen, Verpacken und den Transport des gelben Schwefels in die Niederlage pro Gent- ner 8 Pf. erhalten. Die Lägerungskosten pro Gentner Schwefel betragen im Jahre 1852 13 Ggr. 7 Pf. (Nr. 2—94.)

6. Abschnitt.

Fabrikation der Englischen oder concentrirten Schwefelsäure zu Oker.

1. Kapitel.

Allgemeines.

Theorie. Englische Schwefelsäure (concentrierte Schwefelsäure, Schwefelsäurehydrat) erzeugt sich beim Zusammenwirken von schwefliger Säure, Stickoxydgas, Wasserdampf und Luft. Nach der älteren von Berzelius aufgestellten Theorie verwandelt sich hierbei das Stickoxydgas unter Aufnahme von Sauerstoff aus der Luft in salpetrige Säure und diese gibt unter Einfluss von Feuchtigkeit den aufgenommenen Sauerstoff an die schweflige Säure unter Bildung von Schwefelsäure ab, die sich dann mit dem Wasserdampf condensiert. ($\text{NO}^3 + \text{SO}^2 + \text{HO} = \text{NO}^2 + \text{SO}^3, \text{HO}$).

Nach einer neuern Theorie geht das Stickoxydgas, NO^2 , durch Aufnahme von Sauerstoff aus der Luft in Untersalpetersäure, NO^4 , über und diese setzt sich mit der schwefligen Säure zu saurem schwefelsauren Stickoxydgas um ($\text{NO}^4 + 2\text{SO}^2 = \text{NO}^2, 2\text{SO}^3$). Kommt letzteres mit Wasserdampf oder mit der kalten Wasserschicht am Boden der Kammer in Berührung, so zerlegt es sich unter Brausen in Schwefelsäurehydrat und Stickoxydgas, welches dann wieder in der angegebenen Weise wirkt [$\text{NO}^2, 2\text{SO}^3 + 2\text{HO} = \text{NO}^2 + 2(\text{SO}^3, \text{HO})$].

Zu dieser Theorie hat die Bildung von oft zolldicken Kry- stallen an den kälteren Theilen der Schwefelsäurekammern Ver- anlassung gegeben, welche Clément und Désormes (Erdm., Journ. für pract. Chemie XXI. 401) für eine Verbindung von Schwefelsäure und Stickoxydgas; Gay-Lussac, Henry, Ber- zelius und Bussy (ibid. pag. 402; Pogg. XX. 174) für eine

Verbindung von Schwefelsäure, salpetriger Säure und Wasser = NO^3 , $5\text{SO}^3 + 5\text{HO}$, oder Gaultier de Claubry für 2NO^3 , $5\text{SO}^3 + 4\text{HO}$; de la Provostaye (Erdm. c. l. XXI. 401) für NO^4 , SO^2 mit SO^3 und Thomson (Pogg. XX. 467) für eine Verbindung von Schwefelsäure, schwefliger Säure, Salpetersäure und Wasser halten. (Das Nähere in Otto-Grahams ausführl. Lehrbuche der Chemie. 3. Aufl. II. Bd. pag. 287.)

Während viele Chemiker an der directen Bildung der Schwefelsäure zweifeln und die Dazwischenkunft der Krystalle für erforderlich halten, so hat Peligot neuerdings die Entstehung derselben für zufällig erkannt, wenn sich die Gase unvollständig vereinigen. Nach demselben bilden sich die Krystalle bei Mangel an Wasserdampf und der Vorgang der Schwefelsäurebildung ist (Erdm., Journ. für pract. Chemie XXXIV. 116. — Dingl., CIX. 258 und 359) folgender:

Der in einem Luftstrom brennende Schwefel verwandelt sich in schweflige Säure, welche mit einem grossen Ueberschuss Luft in die Bleikammern geht, worin sich Salpetersäure und Wasserdampf befinden. Die Salpetersäure gibt 1 Aequivalent Sauerstoff an die schweflige Säure ab und bildet unter Einwirkung der Feuchtigkeit Schwefelsäure und Untersalpetersäure ($\text{SO}^2 + \text{NO}^5 = \text{SO}^3 + \text{NO}^4$). Kommt letztere mit Wasser in Berührung, so zersetzt sie sich in Stickoxydgas und Salpetersäure ($3\text{NO}^4 = \text{NO}^2 + 2\text{NO}^5$), welche letztere dann wieder, unter Entwicklung von Untersalpetersäure, oxydierend auf die schweflige Säure wirkt, während das Stickoxydgas augenblicklich wieder 2 Aequivalente Sauerstoff aus der Luft aufnimmt und Untersalpetersäure bildet. Diese spielt wieder die angegebene Rolle, so dass eine fortwährende Zersetzung und Neubildung der Salpetersäure vor sich geht, so lange Luft und Wasserdampf vorhanden sind. Fehlt es an Wasserdampf, so erzeugt sich, wie oben angeführt, ein krystallinisches durch Wasser leicht zersetzbares Product aus 2 Aequivalenten Schwefelsäure und 1 Aequivalent salpetriger Säure mit Ueberschuss an Schwefelsäure; fehlt es an Luft und ist schweflige Säure überschüssig, so wird das Stickoxydgas (NO^2) zu Stickoxydulgas (NO) reducirt, welches für die Fabrikation verloren geht, weil es an den Reactionen keinen Theil mehr nimmt. Die erzeugte Schwefelsäure verdichtet sich bei Gegenwart von Wasser schnell und sammelt sich als verdünnte Säure auf dem Boden der Kammern an.

Fabrikationsmethoden. Es lassen sich folgende Methoden der Schwefelsäurefabrikation unterscheiden:

1. Das älteste, schon im 17. Jahrhundert von Lefevre und Lemery in Glasballons, von Roebuck 1746 in einer Bleikammer ausgeführte Verfahren der periodischen Verbrennung von Schwefel, welcher, mit Salpeter gemengt, in der dichtverschlossenen Kammer angezündet wurde. Nachdem man unter Zuleitung von Wasserdampf die Reaction der Gase beendigt glaubte, liess man Luft in die Kammer treten und wiederholte

den Prozess, welcher wegen der nur unvollkommenen Vereinigung der Gase unvorthailhaft ist, von neuem.

2. Das jetzt allgemein gebräuchliche, von einem Kattundrucker zu Rouen 1774 erfundene, von Chaptal, Payen und Cartier verbesserte und in die Technik eingeführte Verfahren der continuirlichen Schwefelsäurefabrikation,* nach welchem man schweflige Säure, Stickoxydgas (Untersalpetersäure oder Salpetersäure) und Wasserdampf in mehreren communicierenden Bleikammern auf einander wirken lässt und in diesen einen ununterbrochenen Luftwechsel unterhält.

3. Das neueste von Schneider**) angegebene Verfahren der Schwefelsäuredarstellung ohne Bleikammern und Salpeter. Dieses wird, wenn es sich bewährt, wegen seiner Einfachheit und Billigkeit die vorhergehenden Methoden bald verdrängen.

Dasselbe besteht im Wesentlichen darin, schweflige Säure, Luft und Wasserdampf durch ein System von stehenden Steingutröhren zu leiten, in welchen sich eigens präparierter Bimstein befindet. Dieser bringt die schweflige Säure mit dem Sauerstoff der Luft auf katalytischem Wege in Verbindung, indem er sich ähnlich wie Platinschwamm (Pogg., XXIV. 610) verhält.

Auch veranlassen nach Mahlas Untersuchungen (Annal. der Chemie Febr. 1852; Erdm., Journ. für pract. Chemie LVI. 184) manche Metalloxyde, wie Kupfer-, Eisen- und Chromoxyd, die Vereinigung von schwefliger Säure und Sauerstoff.

Anthon, Thaulow und Tilghmann haben Versuche angestellt, Schwefelsäure aus dem Gypse darzustellen (Bergwfr. IV. 516. — Schmelzer, c. I. pag. 94.)

Material zur Schwefelsäurefabrikation. Bei der jetzt allgemein gebräuchlichen sub 2 angeführten Methode der Schwefelsäurefabrikation erhält man die dazu erforderlichen Materialien auf folgende Weise:

I. Schweflige Säure, entweder
a. durch Verbrennen von Rohschwefel, welches Material bis 1841 zum grössten Theil aus Sicilien bezogen wurde. Als jedoch in Folge der zwischen England und Neapel aufgeworfenen Schwefelfrage (Bergwfr. I. 201) der Schwefelhandel monopolisiert wurde und der Preis des Schwefels sehr stieg, hat man sich vielfach der folgenden Methode zur Gewinnung von schwefliger Säure

*) Neuere Literatur über diese Art der Schwefelsäurefabrikation: Erdm., Journ. für ökon. und techn. Chemie III. 204; VIII. 391; XVI. 40, 129, 154; XVIII. 54, 56, 139. — Knapp, chem. Techn. I. 197. — Payen, Gewerbschemie, deutsch von Fehling, 1850, pag. 144. — Dingl., LXXXVI. pag. 119; CV. 362, 374; LXXXIX. 440. — Schmelzer, vollständ. Handbuch der Schwefelsäurefabrikation. Quedlinburg 1849. — Graham-Ottos ausführl. Lehrbuch der Chemie. 3. Aufl. Bd. II. pag. 255. 1852.

**) Dingl., CVI. 395; CIX. 354; CXII. 281; CXIII. 128.

b. durch Röstung von Schwefelungen zugewandt und zwar besonders von Schwefelkies (Bergwfr. V. 381, XIV. 63; berg- und hüttenm. Ztg. 1850, pag. 879; Schmelzer c. l. pag. 89), Kupferkies (Bergwfr. XI. 599) und Zinkblende (Bergwfr. X. 217; XI. 11).

Die zum Rösten angewandten Oefen sind theils Röhrenöfen (Dingl., CXXIX. 113), theils Muffelöfen, deren Boden man heizt und von demselben die Flamme in Zügen um das Gewölbe herum leitet (Lamp., Fortschr. 1839 pag. 271. — Bergwfr. XI. 11; V. 381; Polytech. Centralbl. 1853, Nr. 20. pag. 1267), wie früher zu Oker, theils kleine Schachtöfen (in Nordengland Kilns genannt), bei welchen die Feuerungskosten mit Ausnahme der wenigen zum Anheizen des Ofens wegfallen (Bergwfr. XIV. 63; XV. 547. — Berg- und hüttenm. Ztg. 1850, pag. 228. — Graham-Ottos Chemie 3. Aufl. 1852, II. Bd. pag. 263). Auf letztere Weise geschieht das Rösten gegenwärtig zu Oker.

Zu Davidsthal (bei Falkenau in Böhmen) sind früher schon solche Kilns angewandt, jedoch wieder abgeworfen, weil sich die Kiese zu sehr verschlackten und der Gang der Arbeit durch Ausbrechen der schlackigen Masse zu sehr gestört wurde. Man wendet jetzt 4 in einer Fronte neben einander liegende Herde mit flachem Gewölbe an, in denen man immer eine solche Temperatur erhalten muss, dass sich der frisch eingetragene Schwefelkies wieder entzündet.

Reine Schwefelkiese (FeS_2) geben bei einem zweckmässigen Fabrikationsverfahren nach Breymann (berg- und hüttenm. Ztg. 1850, pag. 227. — Polytechn. Centralbl. 1850, pag. 879) einige 90 Prct. Säure, also etwas weniger als $\frac{1}{3}$ der aus Schwefel darstellbaren Menge. Mit Berücksichtigung der mehr Arbeitslöhne und einen grösseren Salpeterverbrauch verursachenden Kiese lässt sich 1 Ctr. Kies = $\frac{1}{4}$ Ctr. Schwefel annehmen, wonach also die Kiese Anwendung finden können, wenn ihre Kosten den vierten Theil des Schwefelpreises nicht übersteigen. Sehr vortheilhaft erscheint ihre Anwendung, wenn sie mit anderen nutzbaren Metallen, z. B. Kupfer, gemengt vorkommen und zur Gewinnung derselben der Schwefel vor der Schmelzung entfernt werden muss, wie zu Oker. 1 Pfd. Schwefel liefert beim Verbrennen 2 Pfd. oder 7,4 Cubikf. schweflige Säure von 100°C .

Wehrle und Braun haben im Jahre 1837 in Oesterreich und Böhmen zuerst Kiese zur Darstellung von Schwefelsäure angewandt. Ihrer allgemeinen Benutzung wirkt ausser den bedeutenden Transportkosten das häufige Vorkommen von Arsen in denselben entgegen. Nachdem nach Ausgleichung der oben erwähnten Zolldifferenzen der sicilianische Schwefel wieder billiger geworden, hat man in England die Benutzung der Kiese sehr beschränkt.

c. Durch Behandlung der in Sodafabriken resultierenden schwefelcalciumhaltigen Rückstände mit Salzsäure und

Anzünden des hierbei entwickelten Schwefelwasserstoffgases (Bergwfr. V. 47. — Schmelzer, c. l. pag. 96 u. 100.)

2. Stickoxydgas, früher erhalten beim Erhitzen des Gemenges von Salpeter und Schwefel ($\text{KO}, \text{NO}^5 + \text{S} = \text{KO}, \text{SO}^3 + \text{NO}^2$), auch wohl in Frankreich durch Erhitzen von 1 Melasse mit 9 Salpetersäure, wobei dasselbe neben Oxalsäure erfolgte (Knapp, chem. Technol. I. 199), wird jetzt fast allgemein auf die Weise erzeugt, dass man in die Schwefelsäurekammern direct Schalen mit Salpetersäure einsetzt oder wie zu Oker ein Gemenge von Kali- oder Natron-Salpeter und Schwefelsäure in einem gusseisernen Gefässe über den brennenden Schwefel oder mit der beim Rösten entwickelten heissen schwefligen Säure in Berührung bringt, wobei sich Salpetersäure und Untersalpetersäure erzeugen, welche in der vorhin angegebenen Weise wirken. Ueber die Verbindungen der Schwefelsäure mit den Oxydationsstufen des Stickstoffes siehe Ottos Chemie. 3. Aufl. II. 287.

Der Theorie nach müsste ein und dieselbe Menge Salpetersäure unausgesetzt zur Schwefelsäurefabrikation hinreichen, wenn nicht immer ein Theil Stickoxydgas von der Schwefelsäure absorbiert und bei der erforderlichen steten Erneuerung der atmosphärischen Luft durch Zug ins Freie geführt würde.

Um den letzteren Antheil Stickoxydgas möglichst aufzufangen, hat man neuerdings die aus Bleikammern entweichenden Dämpfe durch eine Kokssäule streichen lassen, welche von herabtröpfelnder concentrirter Schwefelsäure feucht erhalten wird (Payen, Gewerbschemie, deutsch von Fehling, 1850, pag. 151. — Schmelzer, c. l. pag. 82).

Dieser Apparat erweist sich aber nach den in England, zu Davidsthal bei Falkenau in Böhmen, zu Iserlohn etc. gemachten Erfahrung nicht hinreichend wirksam, weshalb man in neuester Zeit ein System von mit concentrirter Schwefelsäure gefüllten Thongefässen in Anwendung gebracht hat, durch welches die Dämpfe unter Abgabe des Stickoxydgases an die Schwefelsäure hindurchstreichen. Dieser Apparat, welcher eine bessere Wirkung geben soll, ist beschrieben in Payens Gewerbschemie, Nachträge 1852, pag. 673. In Oker hat man sich bis jetzt damit begnügt, die Dämpfe in einem Bleikanal einem Strome concentrirter Schwefelsäure entgegen zu leiten.

Man erreicht damit zwar eine Ersparung von 12 Pfd. Salpeter täglich, allein dieselbe wird dadurch wieder absorbiert, dass man weniger Glaubersalz und aus bereits concentrirter Säure von 66° B. wieder eine solche von 60° B. erhält und ein Dampfrohr unterhalten muss, weshalb man diesen Apparat mit einem zweckmässigeren zu verwechseln beabsichtigt.

3. Wasserdampf wird in einem Dampfkessel erzeugt und durch Bleiröhren in die Kammern eingespritzt, welche aus Bleiplatten ohne Anwendung von Zinnloth nach Richmonts Verfahren mittelst Wasserstoffgas zusammengelöthet (Bergwfr.

III. 301; Dingl. LXXVII. 33) oder nach Wilson (Dingl. CXV. 127) aus Glas zusammengesetzt sind. 1 Cubikf. Wasser von 15° liefert 1686 Cubikf. Wasserdampf von 100° und 1 Atmosphäre Druck. Man rechnet auf 100 Schwefel 200—220 Wasser.

4. Luft, welche in einem ununterbrochenen Strom die Kammern durchziehen muss, um die zur Vereinigung der Gase nöthige Bewegung und gegenseitige Berührung hervor zu bringen.

Nach Otto geben 100 Schwefel 200 schweflige Säure, welche zur Umwandlung in Schwefelsäure 50 Sauerstoff bedarf. Diese Umwandlung geschieht in der Praxis durch ungefähr 10 concentrirte Salpetersäure mit einem Gehalt von $5\frac{1}{2}$ wasserfreier Salpetersäure. Diese gibt, bei der schliesslichen Reduction zu Stickoxydgas, $2\frac{1}{2}$ Sauerstoff an die schweflige Säure ab und es bleiben 3 Stickoxydgas zurück, durch deren Vermittlung zur Oxydation der schwefligen Säure die noch fehlenden $47\frac{1}{2}$ Sauerstoff aus der Luft zugeführt werden. Bei Anwendung von Apparaten zur Auffangung des aus den Kammern entweichenden Stickoxydgases sinkt der Gebrauch an Salpetersäure bis unter die Hälfte. 100 Schwefel liefern bei einer gut eingerichteten Fabrik gegen 310 käufliche concentrirte Schwefelsäure mit einem Gehalt von .288 Schwefelsäurehydrat. Da der Theorie nach 306 dieses Hydrats erfolgen müssten, so findet ein Verlust von 18 Prct. Hydrat oder 6 Prct. Schwefel statt.

2. Kapitel.

Schwefelsäurebereitung zu Oker.

Allgemeines. Zu Oker liefern die schwefelkiesreichen Kupfererze des Rammelsberges, Schwefelsäureerze genannt, ein sehr passendes Material zur Darstellung von Schwefelsäure, indem man dabei etwa 16 Prct. bei dem bislang üblichen Rösten im Muffelofen nutzbar macht, während beim gewöhnlichen Haufenrösten etwa nur $\frac{1}{2}$ Prct. Schwefel erhalten wird. Die Kupfererze enthalten gegen 80 Prct. Schwefelkies.

Die erste Anlage wurde im Jahre 1840 gemacht und 1841 in Betrieb gesetzt, wobei das Rösten in einem Muffelofen geschah; 1849 wurde die Fabrik erweitert und im Jahre 1850 setzte man Röstschaufeln, wie sie in Nordengland unter dem Namen Kilns im Gebrauche sind, versuchsweise in Betrieb. Nachdem man sich von deren Zweckmässigkeit überzeugt hatte, wurde der Muffelofen im Frühjahr 1851 abgebrochen.

Die Schwefelsäuregewinnung zerfällt in folgende Hauptoperationen:

I. Gewinnung verdünnter Schwefelsäure aus den Kammern.

Erzröstung. Die besonders ausgehaltenen schwefelkiesreichen Kupfererze werden in wallnussgrossen Stücken mittelst einer Schaufel auf die 8 Thonplatten des Röstofens eingeworfen. Dieser, ganz ähnlich construiert wie der von Anthon (Bergwfr. XI. 11) angegebene Blenderöstofen, besteht aus zwei durch eine $4\frac{1}{2}$ " dicke Scheidewand getrennten Abtheilungen, in deren jeder 4 Thonplatten von 6' Länge, $1' 8\frac{1}{2}$ " Breite, 3" Dicke und 6" Entfernung übereinander liegen. Diese werden durch eine unterhalb gelegene Steinkohlenfeuerung erhitzt, deren Flamme sich in Kanälen zu beiden Seiten um die Thonplatten bewegt, über denselben zusammentrifft und in eine Esse entweicht. Jede dieser 8 Abtheilungen hat eine verschliessbare Eintragthür von 10" Breite und 6" Höhe an der vorderen Seite; an der hinteren Seite aber eine 4" weite und 3" hohe Oeffnung, durch welche die entwickelte schweflige Säure in einen vertikalen Hauptkanal von $3' 10\frac{1}{2}$ " Länge und 7" Breite tritt, welcher 8 mit je einer Oeffnung in Verbindung stehende Züge enthält, die dann in einen gemeinsamen Kanal endigen. In diesen werden an der Hinterseite des Ofens alle 2 Stunden zwei eiserne Kasten von 8" Höhe, $1' 4"$ Länge und 1' Breite etwa $2' 3"$ unter dem obersten Zugloch eingeschoben. Es enthält jeder 5 Pfd. Kalisalpeter oder $4-4\frac{1}{2}$ Pfd. Natronsalpeter und 5 Pfd. verdünnte Schwefelsäure aus der ersten Kammer. Die daraus sich entwickelnde Salpetersäure tritt dann gemeinschaftlich mit schwefliger Säure und Luft durch ein $3\frac{1}{2}'$ über dem Niveau der ersten Schwefelsäurekammer angebrachtes porzellanenes Knierohr von 1' Durchmesser in dieselbe ein.

Das Erz wird unter öfterem Wenden 8 Stunden lang abgeröstet in der Weise, dass man alle 2 Stunden 2 Thonplatten mit frischem Erz besetzt. Nach dem Abrösten wird dasselbe aus dem Ofen in einen eisernen Kasten gezogen, im Freien aufgestürzt und entweder direct zum Schmelzen abgegeben oder zuvor noch in freien Haufen geröstet. Das schwefelsaure Kali aus den Salpeterkästen wird an den Vitriolhof zu Goslar zur Darstellung von Alaun abgegeben, das schwefelsaure Natron verkauft. Man verröstet wöchentlich bei einem Aufwand von 47—48 Balgen Osterwalder Steinkohlen etwa 47 Scherben Erz und verwendet zu jedem Einwurf etwa $\frac{1}{4}$ Scherben. Während beim Rösten der Unterharzer Kupfererze in freien Haufen etwas über $\frac{1}{2}$ Prct. Schwefel gewonnen wird, macht man in den Muffelöfen 16 Prct. nutzbar. Man bedarf dabei aber einer kostspieligen Steinkohlenfeuerung und hat deshalb seit 1851 an die Stelle dieses Ofens kleine Röstsachtöfen, unter dem Namen Kilns aus Nordengland*) entlehnt, gesetzt. Diese geben mit

*) Graham-Ottos ausführliches Lehrbuch der Chemie. 3. Aufl. 1852, II. 263.

einem kaum nennenswerthen Brennmaterialaufwand zum Anfeuern bei vermindertem Erzverbrauche 10—20 Prct. Säure mehr. Während man im Muffelofen alle 24 Stunden 6 Scherben Erz verbrauchte und von 100 Pfd. Erz 46—48 Pfd. Säure erhielt, so werden in 1 Kilns in 24 Stunden nur 3 Scherben Erz verarbeitet, es erfolgen aber von 100 Pfd. Erz 78,9 Pfd. Säure. Da nun 3 Pfd. Schwefelsäure 1 Pfd. Schwefel enthalten, so werden aus 100 Pfd. Erzen, die bei der gewöhnlichen Haufenröstung nur 0,72 Schwefel geben, in den Kilns 26,3 Prct. Schwefel nutzbar gemacht.

Diese Kilns haben die Form einer abgestumpften 4seitigen Pyramide, die grosse Grundfläche nach oben, ähnlich wie die Belgischen Galmeiröstöfen (Bergwfr. X. 265), sind an zwei Seiten mit mehreren über einander befindlichen, aber gut verschliessbaren Oeffnungen zur Regulierung des Zuges und zum Nachstockeln des Erzes versehen, und sublimieren gar keinen Schwefel, sondern verwandeln ihn vollständig in schweflige Säure, die dann durch einen Kanal im Gewölbe des Ofens in die Bleikammern tritt, nachdem sie sich mit salpetersauren Dämpfen vermischt hat. Diese kommen aus einem unter dem Gewölbe eingeschobenen eisernen Kasten, in welchem sich ein Gemenge von Salpeter und Schwefelsäure befindet.

Die Kilns haben $4\frac{1}{2}'$ Höhe, die Seitenlänge der oberen quadratischen Fläche beträgt $3' 9''$, die der Grundfläche $2'$. Es sind 8 solcher Oefen vorhanden, von denen immer je 4 zusammen liegen und 2 ein gemeinschaftliches Gewölbe haben. In jeden Ofen wird alle 8 Stunden $\frac{1}{3}$ — $\frac{1}{2}$ Scherben Erz eingetragen, nachdem unten eben so viel ausgezogen ist. Da 4 Kilns neben einander liegen, so ist die Einrichtung getroffen, dass alle 2 Stunden ein Ofen gefüllt und theilweise entleert wird. Man führt in neuerer Zeit nur durch die unterste Zugöffnung Luft zu. In 14 Tagen verarbeiten alle 8 Kilns 130—140 Scherben Erz.

Dadurch dass die Erze bei der Erweiterung des Schachtes nach oben mit der Luft mehr in Berührung kommen und in dem oberen Theile in Folge dessen den grössten Theil ihres Schwefels schon verlieren, zeigen sie, wenn sie tiefer kommen, weniger das Bestreben zusammen zu sintern und lassen sich gut herausziehen.

Wenngleich die Kilns bei bedeutender Brennmaterialersparung eine vermehrte Schwefelsäureproduction gestatten und hierin eine Aufforderung, noch mehrere derselben zu bauen, liegt, so musste doch zuvor durch Versuche ermittelt werden, wie sich die gerösteten Erze beim Schmelzen verhalten. Diese Versuche haben ein günstiges Resultat gegeben. Gegenwärtig sind statt des Muffelflammofens für das alte Kammersystem mit 3 Kammern zu 12,000 Cubikf. Inhalt 4 und für ein zweites neu eingerichtetes System mit eben so viel Kammern von 16,460 Cubikf. Inhalt andere 4 an einander gebaute Kilns in Anwendung.

Schwefelsäure- Die Condensation der aus je 4 Kilns abziehenden Kammern. Gase geschieht, nachdem dieselben zur Abkühlung durch einen von Wasser umströmten Bleikanal geleitet sind, in 3 aus Bleiplatten (wovon 6—7 Pfd. auf 1 Quadratfuss gehen) mittelst Wasserstoffgas*) zusammengelötheten und an einem Holzgerüste befestigten Kammern, von denen die beiden ersten neben einander, die dritte aber über beiden liegt.

Die erste Kammer des alten Systems ist 10' breit, 13' 10" lang und 10' hoch; die des neuen 10' breit, 10' lang und 12' hoch. Es erzeugt sich in derselben eine sehr unreine arsenreiche Säure, welche, sobald sie eine Concentration von 50—52° B. zeigt, mittelst einer in dem nach vorn geneigten Boden der Kammer befindlichen und mit einem Glashahn versehenen Bleirohre in eine Bleipfanne abgelassen und ohne weiter gereinigt und concentrirt zu sein, in der Fabrik selbst verbraucht (zur Zersetzung des Salpeters, zur Entwicklung von Schwefelwasserstoffgas etc.), aber auch wohl auf Anforderung in den Handel gegeben wird. Es erfolgten bei dem früheren Muffelflammofen in 14 Tagen ungefähr 60 Ctr. Säure in der ersten Kammer. Die Höhe des Säurestandes wird an einer ausserhalb der Kammer befindlichen mit dem Innern derselben communicierenden Glasröhre ersehen und der Grad der Concentration auf die Weise ermittelt, dass man in die Kammer einen kleinen mit Blei belegten, von allen Seiten nach der Mitte geneigten Tisch stellt, von demselben ab ein Bleirohr aus der Kammer führt, durch dessen Hahn die Säure in ein Glas abgelassen und mittelst eines Aräometers geprüft oder gewogen werden kann.

In der ersten Kammer setzt sich der sogenannte Selen-schlamm ab, eine rothe zähe Masse, in welcher sich ausser den schwefelsauren Salzen des Kupfers, Eisens und Bleies noch Quecksilber, Antimon und Arsen in nicht unbedeutender und Zink in geringer Menge befinden. Otto stellte aus dem getrockneten Schlamm, dessen Selengehalt der Apotheker Sandorfie in Harzburg zuerst nachgewiesen hat, 4 Prct. Selen dar**) (Annal. der Chemie und Pharm. LII. 346. — Graham-Ottos ausf. Lehrbuch der Chemie, 3. Aufl. 1852. II. 264, 345.)

In der Mitte der Kammern ist der Schlamm selenreicher als am Rande, weil hier viel schwefelsaures Bleioxyd von den Wänden herabfliesst. Dieser Schlamm wird von Zeit zu Zeit aus der Kammer geschafft, mit Wasser ausgelaugt, getrocknet und aufbewahrt.

*) Karmarsch, Beschreibung eines Apparates zum Löthen mittelst Wasserstoffgas (Mittheilungen des Hannov. Gewerbe-Vereins; 1853, pag. 251. Heft 5.

**) Ueber Darstellung des Selens: Erdm., Journ. für ökon. Chemie VI. 230. — Erdm., Journ. für pract. Chemie XXVII. 784; IV. 455. — Bergwfr. V. 440. — Will, Anleitung zur chemischen Analyse, 1851, pag. 116. — Ueber das Vorkommen des Selens am Harze siehe berg. und hüttenm. Ztg. 1852, pag. 803.

Die zweite Kammer des alten und neuen Systems von 60' Länge, 15' Breite und 12' Höhe steht mit der ersten durch ein 4' über dem Boden befindliches Bleirohr von 1' Weite in Verbindung und ist durch 2 einen Fuss hohe bleierne Scheidewände am Boden in 3 Abtheilungen getheilt, deren jede mit der Tischvorrichtung zur Beobachtung der Säureconcentration und mit einem Bleirohr zum Ablassen der Säure versehen ist. Den beiden ersten Kammern entlang wird in etwa 7' Höhe ein mit dem 8' langen und $3\frac{1}{2}$ ' Durchmesser haltenden Dampfkessel verbundenes Bleirohr geführt, von welchem ab durch Spritzröhren in die erste Kammer und in jede Abtheilung der zweiten Kammer ein Dampfstrahl tritt. Das Speisewasser für den Dampfkessel wird in einem Kessel vorgewärmt. Durch ein stehendes, unten mit einem unter Wasserverschluss befindlichen Schieber versehenes Bleirohr von 7" Durchmesser tritt das uncondensierte Gasgemenge von oben in die dritte Kammer ein, welche am anderen Ende mit einem 4" weiten Abzugsrohr versehen ist. In die dritte Kammer tritt kein Wasserdampf. Die dritte Kammer des alten Systems hat 75' Länge, 3' Breite und 2' Höhe, die des neuen respective 70, 8 und 5'. Man beurtheilt den Gang der Operation nach der Farbe der entweichenden Gase. Sind die Dämpfe anstatt orangegelb weiss, so geht schwefelsaurer Dampf weg und es muss mehr Salpetersäure zugeführt werden; bei zu rother Farbe der Dämpfe wird letztere unvollständig benutzt (Dingl. CIV. 357). Auch überzeugt man sich durch ein in der zweiten Kammer befindliches Loch vermittelt des Geruches von dem Stand des Prozesses. Zur Regulierung des Zuges dient der Schieber in dem stehenden Rohre.

Von der Einrichtung, das aus der dritten Kammer entweichende Stickoxydgas mittelst concentrirter Schwefelsäure absorbieren zu lassen, war pag. 154 die Rede.

Sobald sich die Säure in den beiden letzten Kammern bis zu 48° B. concentrirt hat, lässt man sie zur Reinigung von darin aufgelösten metallischen Substanzen in eine Bleipfanne ab. *) Die Säure steigt in der zweiten Kammer in 12 Stunden etwa $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{2}$ " und steht durchschnittlich 6" hoch. Während man daraus alle 14 Tage 9 Pfannen voll ablässt, erhält man aus der dritten Kammer alle 4 Wochen nur eine Pfanne voll.

Die Concentration am Boden der Säure der Kammern kann zwischen 45 und 50° B. variieren. Ist sie schwächer, so absorbiert sie viel schweflige Säure, wenn concentrirter viel salpetrige Säure, welche beide beim nachherigen Concentrieren verloren gehen. Durch Absorption von schwefliger Säure wird farblose Schwefelsäure braun, entfärbt sich aber durch anhaltendes Kochen oder bei Zusatz von Salpetersäure wieder.

*) Ueber eine Pumpe zum Heben von Schwefelsäure, Salzsäure etc. vid. Mittheilungen des Hannov. Gewerbevereins 1830, pag. 104.

II. Reinigung der Schwefelsäure. *)

Verfahren. Nach einer Analyse von Schnedermann hielt die ungereinigte Schwefelsäure in 10,000 Theilen 11—14 Theile arsenige Säure und 2—5 Theile schwefelsaures Bleioxyd, neben einem geringen Gehalt an Antimon, Kupfer, Eisen, Kalk und Kali. Zur Entfernung der die technische Anwendung einer solchen Säure sehr beschränkenden Unreinigkeiten, namentlich des Arsens, Antimons, Bleies und Kupfers hat W. Breymann verschiedene Reinigungsmethoden versucht, namentlich die Ausfällung jener Metalle nach Philipp (Schmelzer c. l. pag. 106) und Dupasquier (Erdm., Journ. für pract. Chemie XXXVIII. 325; Dingl. XCVI. 173) mittelst Schwefelbarium und Schwefelwasserstoff, und die Anwendung des letzteren Stoffes als am vortheilhaftesten erkannt und eingeführt. In einem kleinen neben den Bleikammern gelegenen Locale befinden sich für die Säure aus den Kammern des alten Systems, vor einer darunter liegenden Pfanne aufgestellt, 4 bleierne cylindrische Gefässe von 1' 2" Durchmesser und 1' 6" Höhe, in deren gewölbtem Deckel sich ein Trichterrohr zum Eingiessen von Schwefelsäure, eine mit einer Schraube versehene Oeffnung zum Eintragen von Schwefeleisen (durch Zusammenschmelzen von 280 Pfd. altem Eisen und 115 Pfd. Schwefel erzeugt) und ein bleiernes Gasableitungsrohr befindet, welches das Schwefelwasserstoffgas in einen auf dem Boden der bleiernen Fällpfanne liegenden hohlen bleiernen Rahmen von $3\frac{1}{2}'$ Länge und 1' Breite führt, aus welchem dasselbe durch viele Oeffnungen in die bis 60° R. erhitze Säure ausströmte. Die Fällpfanne ist 8' 9" lang, 3' 9" breit und 1' 9" tief, mit einem Bleideckel unter Wasserverschluss versehen und fasst gegen 44 Ctr. Säure, welches Quantum in etwa 6 Stunden gereinigt ist, wozu man unter 2maliger Anstellung der Gefässe etwa 80 Pfd. Schwefeleisen und 110 Pfd. Schwefelsäure aus der ersten Kammer verbraucht. Das durch eine Röhre im Bleideckel der Fällpfanne entweichende Schwefelwasserstoffgas wird verbrannt. Den in den Gasentbindungsflaschen erzeugten Eisenvitriol lässt man alle 3 Stunden mittelst eines Hahnes in die unterstehende Pfanne ab und versiedet ihn nach dem Abklären, indem während des Siedens zur Sättigung der freien Säure Eisenplatten in die Pfanne gehängt werden. Die gereinigte klare Säure wird mittelst eines Hebers in eine bleierne Concentrationspfanne übergezogen, der braungelbe Bodensatz auf ein Filter von Asbest gethan, um die daran haftende Säure abzuscheiden und der auf dem Filter bleibende Rückstand ins Freie gebracht, wo er vom Regenwasser ausgelaugt und zu etwai-ger demnächstiger Verwerthung aufbewahrt wird.

Durch dieses Reinigungsverfahren ist der Arsenikgehalt der

*) Ueber die Reinigung der Schwefelsäure siehe: Erdm., Journ. für pract. Chemie XL. 341. — Dingl. CX. 104; LXXX. 382; CV. 366. — Schmelzer, c. l. pag. 102.

Okerschen Schwefelsäure, auf dessen Grösse Dr. Meurer (Archiv der Pharmacie XXXVIII.) aufmerksam gemacht hat, auf ein Minimum reducirt. Dr. Schnedermann fand in 10,000 Pfd. derselben nur $\frac{3}{10}$ Pfd. Arsenik, also bei weitem weniger, als in allen übrigen Sorten des Handels.

III. Concentration der gereinigten Säure in der Bleipfanne.

Verfahren. Die gereinigte Säure wird in 3 bleiernen Concentrationspfannen von 10' Länge, $3\frac{1}{2}'$ Breite und 1' 9" Höhe so lange abgedampft, bis sie eine Concentration von 60° B. erreicht hat. Sie kocht dann bei einer Temperatur von 200—210° C. Wollte man die Concentration in der Bleipfanne noch weiter fortsetzen, so würde diese zerfressen werden, eine sehr bleihaltige Säure resultieren und ein bedeutender Verlust daran durch Verflüchtigung entstehen. Auf 28—30 Ctr. Säure gehen etwa 36 Stunden Zeit und 6—8 Balgen Steinkohlen.

IV. Concentration im Platinkessel.

Verfahren. Aus der Concentrationspfanne lässt man die 60grädige Säure mittelst eines Hebers und Gerennes in die neben dem Platinkessel*) gelegene Vorrathspfanne laufen und füllt von hier 7—7 $\frac{1}{2}$ Ctr. in den mit einer Trichtervorrichtung versehenen Platinkessel von 33" oberem, 30" unterem Durchmesser und 16" Höhe über. Steht ein durch den bauchigen Kesseldeckel gehender 9" langer Schwimmer 3" über dem Deckel hervor, so ist der Kessel voll. Auf dem Deckel ist ein 8" im Lichten haltender Helm mit Asbestverdichtung aufgeschoben, dessen Schnabel mit einem Bleirohr in Verbindung steht, welches spiralförmig durch ein Kühlfass geht und am Boden desselben ausmündet. Zeigt das Aräometer in der durch das Kühlrohr abgelaufenen Flüssigkeit 28° B. an, so weiss man aus Erfahrung, dass die Säure im Kessel die gewünschte Concentration von 66° B. = 1,815 specifisches Gewicht besitzt. Man lässt alsdann mittelst eines von einem Kühlrohr umgebenen Platinhebers jedesmal 1 $\frac{3}{4}$ Ctr. concentrirte Säure aus dem Kessel in ein Porzellangefäss ab, von wo sie nach dem Erkalten in 2—2 $\frac{1}{2}$ Ctr. fassende Glasballons übergeschöpft wird. Niemals lässt man die Säure ganz aus dem Kessel ab, damit er nicht vom Feuer leide. Dieses Ablassen geschieht in 12

*) Ueber Abnutzung der Platinkessel: Petzold, galvan. Versilberung. Dresden 1842, pag. 31. — Rode empfiehlt statt der Platinkessel emaillierte gusseiserne Gefässe (Dingl. CXI. 397.) — Eine Legierung von Silber mit 20 Prct. Platin soll der Einwirkung der Schwefelsäure fast eben so gut widerstehen, als reines Platin? (Tunners Jahrb. 1852. II. 158.) — Kuhlmann schlägt vor, die Schwefelsäure in Bleigefässen im Vacuo zu concentriren. (Schmidtbauer, Benutzung des luftleeren Raumes. Quedlinburg 1849.)

Stunden 4 Mal und man erzeugte mittelst des Muffelflammofens und eines Kammersystems wöchentlich 100 Ctr. concentrirte Säure bei einem Verbrauch von $3\frac{1}{2}$ Malter Buchenholz. Nach Schnedermann enthält die gereinigte concentrirte Säure in 100,000 Theilen

77491,0	wasserfreie Schwefelsäure,
22435,4	Wasser,
17,2	schwefelsaures Bleioxyd nebst Spuren von schwefelsaurem Kupferoxyd,
13,5	schwefelsaures Kali und Natron,
5,8	schwefelsauren Kalk,
29,1	schwefelsaures Eisenoxyd,
3,1	arsenige Säure,
4,9	Antimonoxyd,
100000,0.	

Der geringe Gehalt an Arsenik kann nach Wöhler (Erdm. Journ. für pract. Chemie XXXV. 186) für die Anwendung nicht weiter in Betracht kommen und ist jedenfalls kleiner, als der Arsenikgehalt in den gewöhnlichen im Handel vorkommenden Schwefelsäuresorten. Ausserdem ist die Säure wegen der zersetzenden Einwirkung des zur Reinigung angewandten Schwefelwasserstoffgases auf die Salpetersäure und Untersalpetersäure gänzlich frei von jeder Stickstoffverbindung, enthält aber etwas Selen und schwefelsaures Bleioxyd. Nach Peligot lässt sich Salpetersäure aus der Schwefelsäure dadurch völlig entfernen, dass man auf die verdünnte Säure schweflige Säure einwirken lässt, und ist diese Reinigungsmethode nach Payen (Erdm. Journ. für pract. Chemie XXXIV. 123) bereits in die Praxis eingeführt. Nach Vogel (Erdm. Journ. für pract. Chemie 1834, V. 233) ist das Arsen als arsenige Säure, nach Orfila und Dupasquier (ibid. XXXVIII. 325; Berzelius, Jahresber. 1848 pag. 34) als arsenige und Arsensäure in der Schwefelsäure vorhanden. Selen, welches sich, in grösserer Menge anwesend, beim Verdünnen der Säure als rothes Pulver abscheidet, löst sich nach Magnus ohne Oxydation in der Säure auf (Pogg. X. 491; XIV. 328; LXX. 491; LXXIV. 328), was von Fischer bestritten wird (Pogg. XII. 153). Durch die schweflige Säure in der ersten Kammer und bei der Reinigung der Okerschen Säure mittelst Schwefelwasserstoffgas wird ein Theil des Selens theils im Selenschlamme, theils als gelbes Schwefelselen mit dem Schwefelarsen ausgeschieden, welches erstere sich durch seine Unlöslichkeit im Ammoniak von dem ähnlich gefärbten Schwefelarsen unterscheidet. Beim Verdünnen der Okerschen Säure mit 3—4 Theilen Wasser scheidet sich etwas schwefelsaures Bleioxyd ab, welches durch Schwefelwasserstoffgas nicht vollständig zersetzt wird (Erdm. Journ. für pract. Chemie XXXI. 417). Nach Löwenthal (Erdm. Journ. für pract. Chemie Bd. 60 pag. 267, Nr. 21 de 1853) lässt sich eine sehr geringe Menge Blei in der Schwefelsäure an der deutlich wahrnehmbaren weissen Wolke erkennen, welche

bei Zusatz von ein oder zwei Tropfen Salzsäure an der Berührungsstelle der beiden Säuren entsteht.

Ausweis. Während der letzteren Jahre ist, nach Vollendung eines zweiten Kammersystems, in der alten Schwefelsäurefabrik die Production an Schwefelsäure auf 8000 Ctr. jährlich gestiegen und wird dieselbe in den nächsten Jahren auf 16,000 Ctr. kommen, nachdem die im Bau begriffene neue Fabrik vollendet sein wird. Letztere erhält ebenfalls 3 Kammern von 2880, 23464 und 1600 Cubikf. Rauminhalt. Die frühere Production vor Erweiterung der alten Fabrik ist pag. 12 angegeben.

Gewinnung von Vitriolen und Alaun am Unterharz.

Gewinnung von Eisenvitriol, von Salzburger Vitriolen und von Alaun auf dem Vitriolsteine zu Goslar.

Das Material zur Darstellung der genannten Salze bildet der Kupferstein (pag. 5) und namentlich dessen Hauptbestandtheil, der Alaunstein, welcher im Wesentlichen aus unlöslichem schwefelsaurem Eisenoxyd und basischem schwefelsaurem Eisenoxyd und löslichen Eisenvitriol, Zinkvitriol und schwefelsaurem Thonerde besteht. Nach B. Illing besteht der grüne Alaunstein aus

*) Bleichschmidt, ausf. liches Handbuch der Vitriol- und Alaunfabrikation. 1849.
**) Aland, Beschreibung des Bergbaues am Rammelsberge bei Goslar, Berg- und hüttenm. Ztg. 1854. Nr. 1.

bei Zusatz von ein oder zwei Tropfen Salzsäure an der Berührungsstelle der beiden Säuren entsteht. Während der letzten Jahre ist, nach Vollendung eines zweiten Kammerwerks, in der alten Schwefelsäurefabrik die Production an Schwefelsäure auf 8000 Ctr. jährlich gestiegen und wird dieselbe in den nächsten Jahren auf 16,000 Ctr. kommen, nachdem die im Bau befindliche neue Fabrik vollendet sein wird. Letztere erhält ebenfalls 3 Kammern von 2880, 23464 und 1600 Cubik. Rauminhalt. Die frühere Production vor Erweiterung der alten Fabrik ist pag. 82 angegeben.

7. Abschnitt.

Gewinnung von Vitriolen und Alaun am Unterharze.

Allgemeines. Die Vitriolbereitung*) wird theils auf den Hütten als ein Nebenzweig betrieben (Darstellung von weissem oder Zinkvitriol zur Julius Hütte und von Eisenvitriol in der Schwefelsäurefabrik), theils ist sie von dem übrigen Haushalt unabhängig, wie die Gewinnung des ordinären grünen Vitriols, des kupferfreien grünen Eisenvitriols, der Salzburger Vitriole und des Alauns auf dem Vitriolhofe zu Goslar.

1. Kapitel.

Gewinnung von Eisenvitriol, von Salzburger Vitriolen und von Alaun auf dem Vitriolhofe zu Goslar.

Material. Das Material zur Darstellung der genannten Salze bildet der Kupferrauch**) (pag. 5) und namentlich dessen Hauptbestandtheil, der Atramentstein, welcher im Wesentlichen im Wasser fast unlösliches schwefelsaures Bleioxyd und basisch schwefelsaures Eisenoxyd und löslichen Eisenvitriol, Zinkvitriol und schwefelsaure Thonerde nebst etwas Kupfer- und Manganvitriol, Bittersalz und Gyps enthält. Nach B. Illing besteht der graue Atramentstein aus

*) Blechschmidt, ausführliches Handbuch der Vitriol- und Alaunfabrikation. 1849.

**) Ahrend, Beschreibung des Bergbaues am Rammelsberge bei Goslar. Berg- und hüttenm. Ztg. 1854. Nr. 1.

FeO.	ZnO.	MnO.	CuO.	Al ² O ³ .	KO.	NaO.	SiO ³ .	CO.	NiO.
15,96.	2,71.	1,09.	0,89.	1,41.	0,88.		0,25.		Spr.
			SO ³ .	Unlös.	Rückst.				
			28,42.	48,96.					

F. Ulrich fand auch darin Voltait (Leonh. Jahrb. 1853. pag. 599). Der Kupferrauch wird mit Fäusteln zerschlagen und nach möglichst reiner Aushaltung von unzersetztem Schwefelkies, Bleierz, Kupferz und Schiefer, mittelst der sogenannten Kleinharke sortiert in: Kern von der Grösse eines Borsdorfer Apfels, Kleinkern von der Grösse einer Wallnuss und Klein von der Grösse einer Haselnuss bis zur Mehlform.

In diesem Zustande liefert der Kupferrauch bei verschiedener Behandlung die genannten vitriolischen Producte.

I. Darstellung von ordinaiрем grünen Vitriol. *)

Auslaugen In jede der 3 Treck- oder Auslaugebütten von 3½' Tiefe, 10' unterm und 9' oberem Durchmesser werden 20 Scherben (ein Treckwerk) Kupferrauch in der Weise zum Auslaugen eingelaufen, dass zu unterst das Klein aus einander gezogen, dann 105—110 Cubikf. warmes Wasser aus der 11' breiten, 5½' langen und 2' tiefen Wasserpfanne hinzugelassen, dann die Kleinkern und zuletzt die Kern eingebracht werden. Hat nach 3 Tagen, bei einmaligem Durcharbeiten des Laugeguts an jedem Tage mit der Harke, die Lauge ein specifisches Gewicht von 1,15—1,2**) angenommen, dann wird sie als Rohlauge und zwar die obere klare in Schier- oder Klärbütten, deren 2 vorhanden sind, und die untere trübe Lauge in die vorhandenen 3 Schlammbüten von denselben Dimensionen wie die Treckbüten, übergeschöpft, und sobald die Klärung***) eingetreten ist, durch mehrere über einander befindliche Zapflöcher in einer Rinne in die neben der Siedepfanne in der Erde liegenden beiden Sumpfbütten von 3½' Tiefe, 8' unterm und 7' oberem Durchmesser geleitet.

Laugeproducte. Die Producte vom Auslaugen sind:

1. Geklärte Rohlauge, wird aus den Sumpfbütten mittelst einer Pumpe in die grosse Siede- und Concentrationspfanne übergeführt.

2. Rückstand aus den Treckbüten, wird mit der Schaufel ausgeschlagen und in geflochtenen hölzernen Körben (Waschkörben) in reinem Wasser in einer Waschbütte von 3½' Tiefe, 7½' unterm und 7' oberem Durchmesser verwaschen, wobei folgende Producte erhalten werden:

*) Ueber Gewinnung von Eisenvitriol siehe: Knapp, chem. Technol. 1847. I. 484. — Payen, Gewerbschemie nach Fehling, 1850. pag. 173.

**) Bischof, über Gehaltsformeln verschiedener Salzlösungen in Karstens Archiv II. R. XXIII. 619.

***) Scheerer, Bemerkungen über das Absetzen aufgeschlämmter pulverförmiger Körper in Flüssigkeiten, (Dingl. CXL. 130.)

a. Lauge von 1,16—1,17 specifischem Gewicht. Nachdem in einem und demselben Wasser die ausgelaugten Rückstände von 4 Treckwerken verwaschen sind, wird die Lauge wie die Rohlauge behandelt.

b. Vitriolklein, das durch den Waschkorb hindurch in die Waschbütte gehende Klein, wird auf den 3 Unterharzer Hütten zum Ausschlämmen der Schwefellöcher in den Rösthäufen verwandt.

c. Waschrückstand, welcher wieder in taubes Gestein, Bleierz (kommt zur Juliushütte), Vitriolkern (Schwefelkies und Bleierz, welche man vor dem Rammelsberg zur Verwitterung im Freien aufstürzt) und unvollkommen ausgelaugtes (gefressen) Erz separiert wird. Letzteres sammelt man bis zu 20 Scherben an und zieht durch Auslaugen daraus eine Lauge von 1,14—1,15 specifischem Gewicht; der hierbei bleibende Rückstand wird verwaschen. Neuerdings nimmt man sämtlichen Vitriolkern (Schwefelkies und Bleierz) zur Herzog Juliushütte mit Grauerzen in Röstung, weil letztere ohne kiesige Erze nicht gehörig abrösten.

3. Büttenschlamm aus den Schier- und Schlammbütteln; wurde früher zu einer blassrothen Farbe gebrannt, geht jetzt aber meist in die wilde Fluth.

²⁾ Verschieden der Rohlauge. Die Rohlauge wird aus den Sumpfbütteln in die bleierne Concentrationspfanne von 11' Breite, 4' Länge und 1' 6" Tiefe bis nahe an den Rand vollgepumpt, darin durch die von der Siedepfanne weggehende Wärme vorgewärmt und etwas concentrirt, dann in die bleierne Siedepfanne von 11' Länge, 10½' Breite und 1' 8" Tiefe abgelassen und versotten, wobei das verdampfte Wasser von Zeit zu Zeit durch Rohlauge so oft ersetzt wird, bis endlich bei einem Höhenstande von 12—13" in der Pfanne die Gare erreicht ist. Man erkennt dieselbe daran, dass sich ein Salzhäutchen bildet, auf einen kalten Gegenstand gebrachte Laugentropfen augenblicklich erstarren und die Lauge ein specifisches Gewicht von 1,43 hat. Siedet man noch weiter fort, so scheiden sich Salzkristalle aus, welche sich auf dem Boden als Pfannenstein festsetzen und ein theilweises Wegschmelzen des Bleies veranlassen können. Die Bleipfannen werden zur Herzog Juliushütte auf die später anzuführende Weise gegossen. Die gare Lauge wird unter stetem Umrühren, um ihr das während der Siedung gebildete unlösliche basisch schwefelsaure Eisenoxyd beizumengen, durch ein bleiernes Rohr in die grosse Kühlbütte von 3½' Tiefe, 8' 4" unterem und 7' 10" oberem Durchmesser bis auf einen geringen Rückstand abgelassen, die Ablassröhre mit einem thonumstrichenen Zapfen geschlossen, mittelst eines Hebers wieder Rohlauge aus der Concentrationspfanne in die Siedepfanne übergeführt und was noch an Rohlauge zur Füllung fehlt, aus der Sumpfbütte zugepumpt. Treck- und Kühlbütteln haben einen doppelten Boden, zwischen welchem sich eine

Thonlage befindet. Das erste Mal dauert ein Sud 48 Stunden, die folgenden Male nur 30 Stunden. Nachdem die Garlauge in der Kühlbütte zur Abscheidung des basisch schwefelsauren Eisenoxyds (Vitriolsinter) 10—12 Stunden gestanden hat, wird die von einem Sud erhaltene Lauge in 2 Krystallisierfässer (Setzfässer) übergefüllt.

Die Siedeproducte sind folgende:

1. Geklärte Garlauge, zur Krystallisation.
2. Vitriolsinter aus der Kühlbütte, ein Gemenge von basisch schwefelsaurem Eisenoxyd mit Eisenvitriol. Wird in der Wasserpfanne mit warmem Wasser ausgelaugt, die Lauge von 1,20 specifischem Gewicht nebst Rückstand in eine Schürbütte gelassen, die geklärte Sinterlauge mit der Rohlauge versotten, der Rückstand in einen Trockenkasten gebracht und zur Herstellung einer beim Brennen schön roth werdenden Farbe abgegeben.

Krystallisation. Nach dem Einbringen der geklärten Garlauge in die (36—40) Setzfässer von $3\frac{1}{2}$ ' Tiefe, 5' unterem und $4\frac{1}{2}$ ' oberem Durchmesser hängt man an Latten befestigte Rohrstäbe in dieselbe ein, um die Krystallisation zu befördern und zu beschleunigen. Sobald sich auf der Lauge keine Flinkern (Kryställchen) mehr zeigen, was im Sommer nach 14, im Winter nach 10—12 Tagen der Fall ist, so ist die Krystallisation beendet; das Zapfloch am Boden der Setzfässer wird geöffnet, die Mutterlauge fließt auf dem geneigten Bohlenboden des Gebäudes nach der Mitte zu in ein Gerinne und aus demselben in eine Sumpfbütte; die überkrystallisierten Rohrstäbe werden herausgenommen und die Büten auf die Seite gelegt, damit die Mutterlauge von den an den Wänden sitzenden Krystallen abfließen kann.

Die Krystallisationsproducte sind:

1. Ordinairer grüner Eisenvitriol,*) ein von Zink-, Mangan- und etwas Kupfervitriol verunreinigtes Product, nach Borchers von folgender Zusammensetzung:

krystallisierter Eisenvitriol . . .	80,	krystallisierter Zinkvitriol . . .	16,
„ Kupfervitriol . . .	2,	„ Manganvitriol . . .	2.

Nach B. Illing enthält der ordinaire grüne Eisenvitriol (I.) und Mutterlaugenvitriol davon (II.):

	Fe O.	Zn O.	Cu O.	Mn O.	Al ² O ³ .	Mg O.	K O.	Na O.
I.	16,00.	11,07.	3,09.	0,60.	1,04.	0,51.	0,36.	1,09.
II.	18,87.	4,01.	Spr.	Spr.	0,71.	0,18.	0,85.	1,24.
			SO ³ .	HO.				
			27,15.	40,00.				
			31,27.	42,87.				

*) Die Alten hielten den grünen Eisenvitriol für einen Abkömmling des Kupfers und nannten ihn Chalcantum (Kupferblume), auch Kupferwasser. Da die Schuster in alten Zeiten das Leder mit einer aus Eisenvitriol und Galläpfeln gemachten Tinte schwärzten, so wurde der Vitriol auch wohl atramentum sutorium genannt. Weil er bei seiner Destillation (in Glasgefäßen) eine ölartige Flüssigkeit (oleum) gibt, so nannte man ihn Vitriol.

Die an dem Rohre haftenden Krystalltrauben werden unter dem Namen Jöckel zum Ablaufen der Lauge in dem an der Vorderseite offenen, mit geneigtem Boden versehenen Jöckelkasten aufgestürzt, die an den Wänden (Umgut) und am Boden (Bodengut) der Krystallisierfässer anhaftenden Krystalle aber nach 24 Stunden, wenn die Mutterlauge abgeflossen ist, aus den Büten losgemacht und mit den Jöckeln gemengt, in Quantitäten von 8 Ctr. in Tonnen (Sackefässer) verpackt.

2. Mutterlauge, wird von je 2 Setzfässern mit Rohlauge in 22—24 Stunden versotten und zur Krystallisation gebracht, die erfolgende 2. und 3. Mutterlauge aber für sich allein in 16—18 Stunden versotten. Die 4. an Zinkvitriol und schwefelsaurer Thonerde reiche Mutterlauge verwendet man zur Darstellung von Alaun.

II. Darstellung von gutem (kupferfreien) grünen Eisenvitriol.

Verfahren. Dieselbe geschieht aus Kupferrrauch auf die vorhin angegebene Weise, nur fällt man vor dem Versieden der geklärten Rohlauge das Kupfer in der Concentrationspfanne durch in Körben befindliches altes Abfalleisen aus und verwendet den kupferigen Niederschlag zur Darstellung von Salzburger Vitriolen. Die 4. Mutterlauge vom Krystallisieren wird ebenfalls zur Alaunbereitung benutzt.

Der reine Eisenvitriol ($\text{FeO}, \text{SO}^3 + 7\text{HO}$) besteht aus 25,9 Eisenoxydul, 28,8 Schwefelsäure und 45,3 Wasser. 1 Theil Vitriol löst sich in 2 Theilen Wasser von 0° , in $1\frac{1}{2}$ Theilen von 15° und in 0,27 Theilen von 90° . Nach H. Graba enthält der Goslarsche gute grüne Vitriol:

FeO.	ZnO.	MnO.	CuO.	Al^2O^3 .	MgO.	KO.	NaO.	SO^3 .	HO.
27,21.	0,98.	Spr.	0,41.	1,36.	0,47.	0,62.	0,80.	28,95.	39,84.

III. Darstellung von Salzburger Vitriolen.

Allgemeines. Man versteht am Unterharze unter Salzburger Vitriolen Gemische von Eisen-, Zink- und Kupfervitriol mit bestimmtem Kupfergehalt. *) Man fabriciert zu Goslar 3 Sorten, Nr. 0 mit 5—6 Prct., Nr. 1 mit 3—4 Prct. und Nr. 2 mit 2—3 Prct. Kupfer.

*) Nach Lefort (Untersuchung über die Natur und die Zusammensetzung der käuflichen gemischten Vitriole in Erdm. Journ. für pract. Chemie Bd. 45 pag. 106. Nr. 18 de 1848) begreift man unter den Namen: gemischter Vitriol, Salzburger Vitriol, Admonter Vitriol, cyprischer gemischter Vitriol, Adlervitriol, im Handel mehrere Salze, welche seit einer Reihe von Jahren zum Schwarzfärben und zum Einweichen des Getreides angewendet werden. Man kann sie in zwei wohl unterschiedene Sorten eintheilen, in Salzburger Vitriol, eine Verbindung von Eisen- und Kupfervitriol, und in cyprischen gemischten Vitriol, eine Verbindung von Zink-, Kupfer- und Eisenvitriol. Ersterer wird in Frankreich (Paris, Vienne,

Material. Das Material zur Darstellung derselben liefert einerseits eine Rohlauge vom Kupferrauch mit 1,18—1,20 specifischem Gewicht, andererseits eine Kupfervitriollauge von demselben specifischen Gewicht, welche gewonnen wird:

1. als Nebenproduct in der Okerschen Goldscheidung beim Ausfällen des Silbers durch Kupfer aus der schwefelsauren Silberlösung.

2. durch Auflösen des in einem Flammofen geglüheten kupferigen Niederschlags aus der Concentrationspfanne (von der Bereitung des kupferfreien grünen Vitriols) und aus den Cement-

in der Dauphiné, zu Buxweiler etc.) seit etwa 26 Jahren fabriciert, letzterer kommt hauptsächlich aus den Bergwerken von Chessy.

Die Zusammensetzung des Salzburger Vitriols ist je nach den Fabriken verschieden und sein Werth um so grösser, je mehr Kupfer er enthält, und unterscheidet man in dieser Rücksicht 1, 2 und 3 Adler-Vitriol, wovon letzterer den grössten Kupfergehalt besitzt. Die in Paris dargestellten Vitriole sind zum grössten Theil Gemenge von Kupfer- und Eisenvitriol in sehr veränderlichen Verhältnissen und haben die Krystallform des Eisenvitriols; die in Buxweiler erzeugten dagegen haben völlig bestimmte Krystallform (vierseitige Prismen mit schiefer Basis) und Zusammensetzung, nämlich

	Cu O.	Fe O.	SO ³ .	HO.	Summa.
1 Adler —	4,42.	21,83.	28,54.	45,09.	99,88.
2 Adler —	5,13.	20,00.	29,11.	45,77.	100,01.
3 Adler —	6,83.	19,24.	28,91.	45,20.	100,18.

und entsprechen der Formel $\text{CuO}, \text{SO}^3 + 3 \text{FeO}, \text{SO}^3 + 28 \text{HO}$. Dieser Vitriol effloresciert an der Luft ein wenig, schmilzt bei 100° in seinem Krystallwasser und gibt bei 100—120° etwa 24 Aequivalente = 38,75 Prct. Krystallwasser ab. Die letzten 6,60 Prct. verliert derselbe erst bei einer Temperatur über 300°. 100 Theile Wasser lösen bei 7° 75 Theile Salz auf.

Der Cyprische gemischte Vitriol krystallisiert fast identisch mit dem Eisenvitriol und ist nur durch eine octaedrische Fläche modificiert, welche die Basis des Prismas unter einem Winkel von 119° 20' schneidet. Dieses Salz besteht aus

CuO.	ZnO.	FeO.	SO ³ .	HO.	Summa
6,42.	19,02.	2,17.	28,17.	44,29.	100,07.

$\text{CuO}, \text{SO} + 3 \text{ZnO}, \text{SO}^3 + 28 \text{HO}$.

In seinem physikalischen Verhalten stimmt es mit dem vorigen nahe überein.

In Betreff der Krystallform von Vitriolen, welche zusammen krystallisieren, hat Rammelsberg (Pogg. Annal. XCI. Nr. 3. de 1854 pag. 321) nachstehende Grundsätze aufgestellt:

1. Die isomorphen Mischungen der Sulphate von Eisenoxydul und Talkerde krystallisieren in der Form des Eisensalzes, sobald entweder gegen n Atome Eisensalz 1 Atom Talkerdesalz, oder gegen 1 Atom Eisensalz höchstens 2—3 Atome Talkerdesalz vorhanden sind. Wenn sie in der Bittersalzform anschliessen, so enthalten sie mindestens 4 Atome dieses Salzes gegen 1 Atom Eisenvitriol. Die isomorphen Mischungen der Sulphate von Eisenoxydul und Zinkoxyd verhalten sich ganz wie die von Eisenoxydul und Talkerde.

2. Die isomorphen Mischungen der Sulphate von Eisenoxydul und Manganoxydul haben die Form des Eisensalzes (u. 7 Atome Wasser), wenn sie n Atom Eisensalz gegen 1 Atom Mangansalz, oder 1 Atom Eisensalz gegen höchstens 3 Atome Mangansalz enthalten. Oder sie besitzen die Form des Mangansalzes (mit 4 Atom Wasser), enthalten

wassern des Rammelsberges,*) so wie auch der Kupferasche von der Okerschen Messinghütte in verdünnter Schwefelsäure. Auf 1 Maasstheil dieser Kupfervitriollauge nimmt man zur Darstellung des Vitriols Nr. 0 drei, zu Nr. 1 sechs und zu Nr. 2 neun Maasstheile Kupferrauchlauge.

3. durch Auslaugen der Okerschen Kupfererzröstesohlen, welche wie beim Kupferrauch geschieht. Die erhaltene Lauge wird zuvor abgewärmt und in einer Schierbütte zum Klären gebracht, wobei sich ein grosser Theil basisch schwefelsaures Eisenoxyd ausscheidet. Der Vitriol aus gerösteten Kupfererzsohlen enthält nach Borchers 20 Prct. Kupfervitriol und 80 Prct. eines Gemisches von Zink-, Eisen- und Manganvitriol in dem Verhältniss von 85:2:13. Schmelzer fand in einer solchen aus Röstsohlen erzeugten Lauge 12 Prct. Kupfer, was 48 Prct. reinem Kupfervitriol entspricht. Auf 1 Maasstheil Röstesohlenlauge werden zur Darstellung des Vitriols Nr. 0 ein, zu Nr. 1 zwei und zu Nr. 2 drei Volumtheile Kupferrauchlauge genommen.

Verfeinern der Laugen. Die gemischten Laugen werden nur bis zu 1,40 specifischem Gewicht concentrirt und nach 8stündigem Klären in mit Walzblei**) ausgeschlagene Krystallisationsbüten abgelaassen, welche die werthvollere Lauge nicht durchrinnen lassen und die Bildung eines schöner aussehenden Vitriols gestatten, weil sich derselbe in grösseren Stücken von den Wänden ablösen lässt. Das krystallisierte Bodengut wird in einer Waschwanne mit kaltem Wasser reingewaschen und mit den Jöckeln und dem Umgut nach 24stündigem Liegen auf einem schrägen Boden verpackt, nachdem das Klein bis zur Erbsengrösse ausgesiebt ist. Das Waschwasser und der Siebdurchfall werden wieder zu den Sorten in die Siedung genommen, von welchen sie erhalten sind.

dann aber sogleich wenigstens 20 Atome desselben gegen 1 Atom Eisensalz.

3. Die isomorphen Mischungen der Sulphate von Manganoxydul und Talkerde haben, wenn sie n Atom Talkerdesalz gegen 1 Atom Mangansalz enthalten, die Form des Talkerdesalzes, wenn aber das Umgekehrte stattfindet, die Form des Eisenvitriols. Eben so verhalten sich die isomorphen Mischungen des schwefelsauren Manganoxyduls und Zinkoxyds.

4. Die isomorphen Mischungen der Sulphate von Kupferoxyd und Eisenoxydul haben im Allgemeinen die Form des Eisenvitriols (und 7 Atome Wasser) und erst bei grossem Ueberschusse des Kupfersalzes die des letzteren (mit 5 Atom Wasser).

*) Ueber die Gewinnung des Cementkupfers im Rammelsberge siehe: Ahrend, Beschreibung des Bergbaues am Rammelsberge. Berg- und hüttenm. Ztg. 1854 Nr. 5 pag. 33.

**) Neuerdings hat man in Vitriolwerken hölzerne Fässer wohl mit Guttapercha überzogen; desgleichen Bleiröhren durch Guttapercha-Röhren ersetzt (Dingl. CXVIII. 236). Von der concentrirtesten Salzsäure wird Guttapercha nicht angegriffen, weshalb in England die Versendung derselben nicht selten in grossen Guttapercha-Flaschen geschieht (Jahrb. der K. K. geolog. Reichsanst. 1852. III. Jahrg. Nr. 1 pag. 173).

Die Siedeprodukte sind folgende:

I. Salzburger Vitriol, mit dem genannten Kupfergehalt, von dessen Vorhandensein man sich durch folgende Probe überzeugt. 1 Loth (240 Grän) Vitriol wird in Wasser gelöst, etwas Schwefelsäure hinzugethan und mit einem Paar Eisendrathstiften so lange gekocht, bis in einer herausgenommenen Probe ein Eisendrath kein Kupfer mehr anzeigt. Nachdem das Kupfer im Kolben mehrmals ausgewaschen, bis die Entwicklung der Gasblasen aufgehört hat, bringt man dasselbe in eine Porzellanschale, reinigt die Drathstifte mittelst eines Pinsels vom anhängenden Kupfer, süsst letzteres mehrmals mit heissem Wasser aus, giesst das Wasser vom Kupfer möglichst klar ab, dampft letzteres bei Zusatz von etwas Weingeist (um eine Oxydation zu vermeiden) im Wasserbade zur Trockne und wägt dasselbe.

Heeren fand (Mittheilungen des Hannov. Gewerbevereins 1836 pag. 400) in einem Goslarschen gemischten Vitriol 68,40 Prct. krystallisierten Eisen-, 7,42 Prct. Kupfer- und 21,71 Prct. Zinkvitriol; der Gehalt an Manganvitriol soll oft nicht unbedeutend sein.

Nach neueren Analysen hat der Salzburger Vitriol folgende Zusammensetzung:

	FeO.	ZnO.	CuO.	MnO.	Al ² O ³ .	MgO.	KO.	NaO.	SO ³ .	HO.
I.	15,82.	6,02.	5,71	Spr.	1,17.	0,47.	0,39.	0,90.	30,09.	40,16.
II.	10,96.	12,03.	4,69.	Spr.	1,10.	0,17.	0,63.	0,53.	29,53.	40,00.
III.	18,36.	9,20.	3,32.	Spr.	0,96.	0,14.	0,71.	1,30.	32,30.	34,33.

I. Salzburger Vitriol Nr. 0 nach J. Graba.

II. desgl. Nr. 1 nach A. Deppe.

III. desgl. Nr. 2 nach A. Deppe.

2. Vitriolsinter, vom Klären der Garlauge; wird nach dem Auswaschen als gelbe Farbe verkauft, das Waschwasser aber für sich versotten und der erfolgende Vitriol je nach seinem Kupfergehalt zu verschiedenen Preisen abgegeben.

3. Mutterlaugen, werden nach 2maligem Einsieden und Krystallisierenlassen (wie bei der Bereitung des ordinären grünen Vitriols) als dritte Mutterlaugen zur Alaunbereitung abgegeben. Wegen der Neigung des Kupfervitriols, vorwaltend auszukrystallisieren, werden Mutterlaugenvitriole gewöhnlich ärmer an Kupfer und wird der Gehalt daran vor dem Abgeben immer erst nach der obigen Probe ermittelt.

IV. Darstellung des Cypervitriols.

Allgemeines. Ein reiner Kupfervitriol, unter dem Namen Cypervitriol oder blauer Vitriol bekannt, wurde aus der Goldscheidungs-lauge (pag. 143) erhalten, welche indess grösstentheils zur Darstellung von Salzburger Vitriol benutzt wird. Diese sehr saure Lauge siedet man bis zu 1,40 specifischem Gewicht ein, lässt sie krystallisieren, bringt die Krystalle wieder zu einer Lösung von 1,33 specifischem Gewicht und lässt diese abermals krystallisieren. Die Krystalle werden mit kaltem Wasser gewaschen und getrock-

net, die saure Mutterlauge vom Versieden der Rohlauge aber mit Kupferasche gesättigt und daraus wieder Cypervitriol bereitet.

Der reine Kupfervitriol ($\text{CuO}, \text{SO}^3 + 5 \text{HO}$) besteht aus 31,79 Kupferoxyd, 32,14 Schwefelsäure und 36,07 Wasser und löst sich in 1 Theil kochendem Wasser und in $3\frac{1}{2}$ Theilen von 0°, Der zu Goslar dargestellte Cypervitriol enthält nach J. Graba:

CuO.	ZnO.	FeO.	SO ³ .	HO.
31,53.	0,94.	0,11.	33,35.	34,48.

V. Darstellung von Alaun.

Prüfung der Mutterlaugen. Zur Alaunbereitung*) werden die schwefelsaure Thonerde haltigen Mutterlaugen von der Darstellung der grünen und gemischten Vitriole genommen und zuvörderst geprüft, einen wie grossen Zusatz von Kalisalzen oder sogenanntem Alaunfluss (schwefelsaurem Kali oder Chlorkalium) sie bedürfen, um Alaun zu bilden.**). Man füllt hierzu genau $\frac{1}{2}$ Quartier (4 Quartier = 1 Stübchen = 270 Cubikzoll) Mutterlauge in 5 kleine Bleipfannen, setzt der Reihenfolge nach $1\frac{1}{2}$, 2, $2\frac{1}{2}$, 3 und $3\frac{1}{2}$ Loth Alaunfluss zu je einer Probe, lässt nach dem Zerdrücken der noch nicht gelösten Theile aufkochen und kühlt die Proben 24—36 Stunden ab. Dann wird die Mutterlauge von den entstandenen Alaunkrystallen abgegossen, die Pfanne zum Abfließen derselben umgekippt und der Inhalt gewogen. Beträgt das Gewicht von Nr. 1 9 Loth, von Nr. 2 $12\frac{1}{2}$ Loth, von Nr. 3 13 Loth, von Nr. 4 $13\frac{1}{2}$ und von Nr. 5 14 Loth, so nimmt man die Probe Nr. 2 zum Anhalten, weil das Mehrgewicht der folgenden von dem mehr zugesetzten auskrystallisierten Kalisalz und nicht von erzeugtem Alaun herrührt. Man wird demnach auf 1 Stübchen Mutterlauge 16 Loth Alaunfluss — und, befindet sich in der 10' 4" langen und 5' breiten Siedepfanne auf dieses Quantum 11" hoch Mutterlauge, auf 303 Stübchen davon $151\frac{1}{2}$ Pfd. Alaunfluss — zusetzen müssen, um alle schwefelsaure Thonerde in Alaun zu verwandeln.

Darstellung von Halbalaun. Die mit dem Alaunfluss versetzte kalte Mutterlauge wird bis zur Auflösung des ersteren erhitzt und nach dem Auflösen in einer mit Walzblei ausgeschlagenen Bütte zum Krystallisieren 8—12 Tage hingestellt. Dieses ist beendigt, wenn der Alaun grüne Spitzen von ausgeschiedenem Eisenvitriol bekommt.

Producte. Man erhält hierbei:

*) Ueber Alaunbereitung siehe: Knapp, chem. Technol. I. 466. Payen, Gewerbschemie nach Fehling 1850, pag. 164. Polytechn. Centralbl. 1852, pag. 1267 u. 1339. — Dass mit der Siedung des grünen Vitriols eine Alaungewinnung mit Nutzen könne verbunden werden, hat zu Anfang dieses Jahrhundert der Kriegerath Siemens auf dem Vitriolhofe bewiesen; nach Calvör kam man um 1737 damit nicht zu Stande.

**) E. Metzger, über die dokimastische Ermittlung des Kaligehaltes in löslichen Salzen. Zeitschrift für die gesammten Naturwissenschaften, redigiert von Giebel und Heintz. Jahrg. 1854. pag. 336 (Maiheft).

1. Halbalaun, wird nochmals raffiniert. Der Halbalaun enthält nach B. Illing:

Al^2O^3 .	Fe^2O^3 .	Cu O .	KO .	SO^3 .	HO .
10,98.	0,50.	Spr.	8,1.	35,92.	45,12.

2. Mutterlauge (Teufelslauge) wird in der Regel fortgelassen, seltener auf grünen oder blauen Vitriol versotten, wie die Teufelslaugen von der Bereitung der Salzburger Vitriole.

Raffination des Halbalauns. Zur Reinigung von Eisenvitriol wird der Halbalaun, und zwar 4 Pfd. in 1 Stübchen Wasser, aufgelöst und erhitzt, wobei sich basisches Eisensalz abscheidet. Die Lauge setzt man einer 10—12tägigen Krystallisation in bedeckten Gefässen aus, damit sich die Temperatur möglichst lange hält und in Folge dessen schönere Krystalle erfolgen.

Producte. Als Producte werden hierbei erhalten:

1. Raffinierter Alaun. Jöckel und Umgut werden mit kaltem Wasser gewaschen, auf einer schrägen Pritsche getrocknet und gesiebt. Der Siebrückstand ist guter Alaun, Bodengut und Siebdurchfall werden mit dem Halbalaun von der zweiten Mutterlauge versotten, die Waschwasser zur dritten Mutterlauge gesetzt und der beim Raffinieren ausgeschiedene Schlamm nach dem Auslaugen als gelbe Farbe verkauft.

Der reine Alaun ($\text{KO}, \text{SO}^3 + \text{Al}^2\text{O}^3, 3 \text{SO}^3 + 24 \text{HO}$) besteht aus 9,95 Kali, 10,82 Thonerde, 33,76 Schwefelsäure und 45,47 Wasser, und löst sich in ungefähr $\frac{3}{4}$ seines Gewichts heissem Wasser und in $18\frac{1}{2}$ Theilen kaltem Wasser. Der Goslarsche Vitriol enthält nach J. Graba:

Al^2O^3 .	Fe^2O^3 .	KO .	SO^3 .	HO .
10,31.	0,39.	9,63.	33,83.	45,47.

2. Mutterlauge. Die erste Mutterlauge wird, nachdem in 1 Stübchen 3 Pfd. Halbalaun aufgelöst sind, auf guten Alaun versotten. Die zweite Mutterlauge, eben so behandelt, gibt aber nur Halbalaun, welcher mit dem Bodengut von der Raffination und dem bezeichneten Siebdurchfall (4 Pfd. pro Stübchen) versotten, guten Alaun liefert. Beim Versieden der dritten und zuweilen auch der vierten Mutterlauge wird noch Halbalaun gewonnen, die letzte Mutterlauge aber beim Versieden der grünen Eisenvitriole zugesetzt.

Ausweis über die Vitriol- und Alaunbereitung auf dem Vitriolhofe.

In den Jahren 1847—1850 sind aus 100 Scherben Kupferrauch durchschnittlich 101,27 Ctr. grüne Vitriole und 3,60 Ctr. Alaun erfolgt. Zur Herstellung von 100 Ctr. Vitriol gehen 18—20 Malter Holz (1 Malter = 1 Schock Waasen). Eine Siedecampagne mit der grossen Pfanne dauert gewöhnlich 3 Wochen, worauf dieselbe vollständig vom Pfannenstein befreit wird.

Die jährliche Production der einzelnen Vitriolsorten richtet sich nach den Anforderungen und dem Vorrathe an kupferhaltigen Materialien. Die Production vom Jahre 1850 siehe pag. 12.

Es sind auf dem Vitriolhofe 5 fest angenommene Arbeiter beschäftigt, 1 Kleinschläger beim Kleinschlagen und Sortieren des Kupferrauchs, 2 Wäscher beim Verwaschen des ausgelaugten Kupferrauchs und 3 Vitriolsieder. Diese Arbeiter, welche alle Nebenverrichtungen besorgen, haben einen festen Wochenlohn von resp. 1 Thlr. 18 Ggr., 2 Thlr. und 2 Thlr. 6 Ggr., verdienen aber durch Accidenz, wenn die jährliche Vitriolproduction auf 5000 Ctr. steigt, wöchentlich resp. 2 Thlr. 6 Ggr., 2 Thlr. 12 Ggr. und 3 Thlr. Die von 2 Büttnern gelieferte Arbeit wird nach Principen stückweise bezahlt.

Anhang.

Versuche, den Kupferrauch mit warmem und kaltem Wasser auszulaugen.

Im Jahre 1853 sind auf dem Vitriolhofe zu Goslar Versuche angestellt, den Kupferrauch mit warmem und mit kaltem Wasser auszulaugen.

Bei der Laugung mit warmem Wasser wurde der Kupferrauch mit solchem Wasser übergossen, umgerührt und 12 Stunden damit zusammen gelassen. Der nach dem Abfüllen der Rohlauge von 1,172 bis 1,214 specifischem Gewicht bleibende Rückstand wurde verwaschen.

Bei der Auslaugung mit kaltem Wasser blieb der Kupferrauch mit diesem 12 Stunden in Berührung und die Lauge wurde dann noch zweimal mit frischem Kupferrauch behandelt. Der Rückstand in den Bütten ist wie bei der warmen Laugung verwaschen.

Es ergaben sich bei diesen Versuchen folgende Resultate:

Bei der warmen Laugung blieben von 100 Scherben Kupferrauch 37,3 Scherben Unlösliches zurück, 62,7 Scherben giengen davon in Lösung und gaben 632,4 Cubikfuss Lauge von durchschnittlich 1,187 specifischem Gewicht oder 360,5 Cubikf. von 1,316 specifischem Gewicht.

Bei der kalten Laugung erfolgten von 100 Scherben Kupferrauch 35,2 Scherben Rückstand, 64,8 Scherben Lösliches und 708,5 Cubikf. Lauge von 1,185 specifischem Gewicht oder 382,2 Cubikf. von 1,316 specifischem Gewicht.

Dürfte gleich nach diesem Ausfalle die Laugung mit kaltem Wasser den Vorzug verdienen, einestheils weil sie mehr Lauge von demselben specifischem Gewichte oder eine concentrirtere Lauge gibt, anderntheils weil sie kein Brennmaterial zur Erwärmung des Wassers erforderlich macht, — so ist doch dagegen anzuführen, dass die Laugung mit kaltem Wasser viel mehr Zeit und in Folge dessen mehr Arbeitslöhne erfordert, als die mit warmem Wasser. Auch ist zum Versieden einer mit kaltem Wasser erhaltenen Lauge etwas länger Zeit bis zur Gare erforder-

derlich, als bei einer Lauge mit heissem Wasser von demselben specifischem Gewicht. Dieses verschiedene Verhalten kann, — da beide Laugenarten, wenn sie zum Versieden kommen, erkaltet sind, — nicht in einem Temperaturunterschiede liegen, sondern es hat darin seinen Grund, dass die Laugen von warmem Wasser mehr krystallisierbaren Vitriol enthalten, während die von kaltem Wasser beim Erwärmen eine Portion Sinter, den erstere schon in der Treckbütte abgesetzt haben, fahren lassen, wodurch sie specifisch leichter und ärmer an Vitriol werden.

Bei Gelegenheit dieser Auslaugeversuche sind auch Siedeverversuche*) mit Laugen abgeführt, um ein Anhalten zur Beurtheilung der Zweckmässigkeit der Siedevorrichtungen zu erhalten. Es ergab sich dabei, dass zur Verdampfung von 1 Cubikf. Wasser (53,2 Pfd.) etwa 21,32 Pfd. Holz oder 2 Wasen erforderlich waren (1 Schock Waasen = 656 Pfd.) oder mit 1 Pfd. Holz 2,495 Pfd. Wasser verdampft werden, während bei Salinen auf 1 Pfd. Holz 3,670 Pfd. Wasser kommen. Dies ungünstigere Verhältniss erklärt sich wohl daraus, dass bei der Vitriolsiedung grosse bleierne, auf starken Eisenträgern ruhende Pfannen angewandt werden, der Rost etwas zu tief liegt und die Siedepfanne grösser sein könnte. Bis zum Wall oder bis zum Anfange des Kochens braucht man $\frac{7}{10}$ der Zeit, als beim Wallen; vom Brennmaterial ist bis zum Anwallen etwa $\frac{1}{5}$, zum Verdampfen $\frac{4}{5}$ erforderlich.

2. Kapitel.

Gewinnung von Zinkvitriol zur Herzog Julius Hütte.

Material. Das Material zur Darstellung des Zinkvitriols (weisser Vitriol, Galizenstein) bilden die einmal gerösteten blendereichen Braunerze des Rammelsberges (pag. 2) im Gemenge mit Grauerzen. Diese auf gewöhnliche Weise (pag. 20) in freien Haufen gerösteten Erze bestehen aus einem Gemenge von theils im Wasser löslichen, theils unlöslichen schwefelsauren Salzen, Oxyden, unzerlegten Schwefelungen und erdigen Bestandtheilen. An

*) Meissner, systematische Zusammenstellung der Mittel zur Ersparung der Brennstoffe bei den Abdampfungs-Anstalten. Dingl., polyt. Journ. 1854. Bd. CXXXII. Heft I. pag. 30.

**) Schon Hardanus Haেকে und Calvör (1565) führen an, dass man, wie in neuester Zeit wieder geschieht, die Grundsohlen der Rösten auf weissen Vitriol versott. Die Erfindung der jetzigen Procedur, die gerösteten Bleierze aus dem ersten Feuer auszulaugen, wird von Schlüter dem Herzog Julius von Braunschweig ums Jahr 1570 zugeschrieben (Holzm., hercyn. Archiv pag. 522. — Karstens Archiv I. Reihe V. 73).

löslichen Salzen befinden sich im Erz hauptsächlich schwefelsaures Zinkoxyd, weniger die schwefelsauren Salze des Eisens, Mangans, Kupfers, der Magnesia und der Kalkerde. Der beim Rösten anfangs gebildete Eisen-, Mangan- und Kupfervitriol wird bei steigender Rösttemperatur zum grössten Theil unter Bildung von Oxyden oder basischen Salzen zerlegt, während das schwefelsaure Zinkoxyd bei derselben Temperatur nur wenig zersetzt wird.

Das wasserfreie schwefelsaure Zinkoxyd besteht aus 50,10 Prct. Zinkoxyd und 49,90 Prct. Schwefelsäure; der wasserhaltige krystallisierte Vitriol ($\text{ZnO}, \text{SO}^3 + 7 \text{HO}$), aus 28,09 Zinkoxyd, 27,97 Schwefelsäure und 43,94 Wasser. Derselbe krystallisiert rhombisch und löst sich bei gewöhnlicher Temperatur in $2\frac{1}{2}$ Theilen Wasser, in höherer Temperatur weit leichter; die Krystalle schmelzen schon bei mässigem Erwärmen in ihrem Krystallwasser. Durch Erhitzen des Vitriols entweichen 6 Atom Krystallwasser, während das eine Atom sehr hartnäckig zurückgehalten wird.

Auslaugen der Erze. Zum Auslaugen der Erze dienen 6 hölzerne Bütten, von denen je 3 zusammengehören. Bei 9' 3" oberem, 10' unterem Durchmesser und 3' Höhe haben dieselben 216 Cubikf. 845 Cubikzoll Rauminhalt und sind mit einem Losboden versehen, der zum Schutz des unteren festen Bodens gegen das Einstürzen der Erze dienen soll und an der Peripherie mit Erzstücken beschwert ist, damit er beim Füllen der Bütten mit Wasser nicht gehoben wird.

Man beginnt den Prozess damit, dass man in die eine der zu demselben Systeme gehörigen Bütten, nachdem dieselbe zum grösseren Theile voll Wasser gepumpt ist, $13\frac{1}{2}$ Scherben Erz möglichst heiss aus der Röste stürzt und dieses 24 Stunden lang mit dem Wasser in Berührung lässt. Sodann wird die gebildete Lauge mittelst an Stangen befestigter Eimer (Staken) in die zweite Bütte übergeschöpft, hierin abermals mit $13\frac{1}{2}$ Scherben frischem Erz 24 Stunden in Berührung gelassen und die schon mehr concentrirte Lauge in der 3. Bütte mit Erz wiederum zusammengebracht. Waren die Erze gut geröstet, so ist die Lauge nach 3maliger Behandlung mit Erz hinreichend concentrirt, um mittelst eines im Boden der dritten Bütte befindlichen, mit einem langen Holzplocke verschlossenen Zapfloches abgelassen zu werden. Bei schlechter Röstung, namentlich wenn viel Grauerze mit in die Röste genommen waren, muss man die Concentration wohl noch zum 4. und 5. Male wiederholen, bevor eine siedewürdige Lauge resultiert. Jeden Morgen wird eine Bütte mit frischem Wasser gefüllt und aus einer die Lauge abgelassen. Diese tritt durch das bezeichnete Zapfloch, welches zur Aufnahme des Holzplockes mit einer über dem Boden hervorstehenden Tute versehen ist, in ein unterliegendes Gerenne und durch dasselbe in zwei unter der Fabriksohle angebrachte Reservoirs (Sumpfbütten) von gleichem Inhalt, wie

die Auslaugebütten. Nachdem die Lauge bis zur Tutenöffnung abgelassen ist, steckt man den Holzplock ein und hebt an demselben die Tute heraus, worauf der im Auslaugegefäß gebildete Schlamm durch das Zapfloch in ein untergelegtes Gerenne, durch dieses in den Schlammgraben und von hier in eine mit Holz ausgelegte Grube abfließen kann.

Bei der Auslaugung erfolgen demnach folgende Producte:

1. Rohlauge in den Sumpfbütten. Ihr Gehalt an Zinkvitriol schwankt je nach der Vollkommenheit der Röstung und dem Vorhandensein von mehr oder weniger Braunerz zwischen 26 und 32° Beaumé oder 1,215 und 1,278 specifischem Gewicht.

2. Ausgelaugtes Erz. Dasselbe wird mit eisernen Schaufeln aus den Bütten ausgeschlagen und in Quantitäten von etwa 320 Scherben auf einem Lager von 6 Malter Rösteholz 12—14 Tage lang getrocknet, sodann behuf weiterer hüttenmännischer Verarbeitung einem zweiten und dritten Röstfeuer übergeben.

3. Schlamm, hauptsächlich aus basisch schwefelsaurem Eisenoxyd, feinen Erztheilen und Gyps bestehend. Derselbe wird von Zeit zu Zeit aus der Schlammgrube ausgeschlagen und zur Ausbesserung von Röstesohlen benutzt.

Abwärmen und Klären der Rohlauge. Um die in der Rohlauge enthaltenen schwefelsauren Salze des Eisens und Mangans durch höhere Oxydation und somit durch Verwandlung in unlösliche basische Salze abzuscheiden, wird dieselbe in eine bleierne quadratische Pfanne (Vorwärm-pfanne) von 10' 11" Seitenlänge, 1' 10" Höhe und 218 Cubikf. 838 Cubikzoll Inhalt gepumpt, durch anfangs starke Feuerung auf etwa 76° R. erhitzt, sodann die Temperatur erniedrigt und die Lauge in dieser noch einige Zeit so lang erhalten, bis die Ausscheidung von gebildetem basischen Salz aufhört und die Lauge klar wird. Hält man hierbei die Temperatur zu hoch, so verdampft zu viel Wasser und es scheidet sich neben den basischen Salzen auch krystallisierter Zinkvitriol mit aus; bei zu niedriger Temperatur zieht sich der Prozess des Abwärmens zu sehr in die Länge, in Folge dessen verdampft viel Wasser und es tritt der eben bezeichnete Uebelstand auch ein. Das Abwärmen von 200 Cubikf. Lauge dauert bei einem Brennmaterialaufwande von 1½ Schock Waasen etwa 5½ Stunden, wobei sich dieselbe um 5° B. concentrirt. Gewöhnlich nimmt man das Abwärmen unmittelbar nach dem Sieden vor, um durch Ausnutzung der noch vorhandenen Wärme Brennmaterial zu ersparen.

Die Bleipfannen stellt man zur HerzogJuliushütte dadurch her, dass man gewöhnlich die alte Pfanne im Treibofen einsmilzt, nach Erfordernis frisches Blei zusetzt und das flüssige Metall bei einer gewissen Temperatur auf eine vor dem Glättloch in einem Rahmen von Balken horizontal ausgebreitete 4" hohe Schicht alten und darüber 1" hohe Schicht frischen Mergel, nachdem dieselbe bis zu 1½ bis 1" zusammenstampft, stark abge-

wärmt, abgebürstet und geglättet ist, absticht. Hierbei lässt man das flüssige Blei aus einer in der Treibofenbrust hergestellten Oeffnung durch eine eiserne Rinne ausfliessen. Man schmilzt gewöhnlich 56—58 Ctr. Blei mit 3—4 Schock Waasen in $2\frac{1}{2}$ Stunden ein, und wiegt dann die Pfanne 55—57 Ctr. Der Mergelverbrauch beträgt 36—40 Himten. Nachdem mittelst langer Streichhölzer der Krätz von der Oberfläche des Bleies abgezogen, lässt man dasselbe langsam erkalten, schneidet die Ecken der noch warmen 4—6" dicken Platte 2' weit ein, biegt die Seiten derselben in Form eines Kastens auf, schafft dieselbe auf Walzen nach der Vitriolhütte und legt sie auf die über dem Rost des Siedeherdes befindlichen eisernen Träger und Schienen so auf, dass sie etwas Fall nach der hintern Seite des Herdes erhält. Sodann werden die Ecken mittelst Wasserstoffgases zusammen- und in der Mitte der tiefer gelegenen Seite eine 2' 4" lange und $2\frac{1}{2}$ " weite Abflussröhre eingelöthet, welche demnächst mittelst eines hölzernen mit Hede und Letten umwickelten Hahnes verschlossen wird. Endlich mauert man um den Rand der Pfanne herum einen Kanal, der einerseits mit dem Roste und andererseits mit dem Schlot in Verbindung steht.

Nachdem das Abwärmen beendigt, lässt man die Lauge durch die bezeichnete Abflussröhre mittelst eines untergelegten Gerennes behuf der Klärung, welche nach 16—20 Tagen vollendet ist, in 4 daneben stehende Schierbütten von der Grösse der Auslaugebütten fliessen und zieht die klare Lauge durch eine in den Bütten stehende und in verschiedener Höhe mit Zapflöchern versehene hölzerne Röhre vom Bodensatz in eine in der Fabriksohle befindliche Vorrathsbütte ab. Den Schlamm schöpft man mittelst Staken in Karren über und stürzt ihn über die Halde.

Verfeinern der Lauge. Die geklärte Lauge wird aus der Vorrathsbütte in die nunmehr als Siedepfanne dienende Abwärmppfanne gepumpt, um gemeinschaftlich mit der Mutterlauge vom vorigen Krystallisieren versotten zu werden. Die bis nahe an den Rand angefüllte und 200 Cubikf. Flüssigkeit haltende Pfanne wird möglichst rasch mit Waasen so stark erhitzt, dass die Flüssigkeit ins Kochen kommt, was nach etwa $2\frac{3}{4}$ —3 Stunden bei einem Aufwand von $1\frac{3}{4}$ —2 Schock Waasen (1 Schock Waasen = 817 Pfd.) eintritt. Bei schwächerer Feuerung unterhält man etwa 4 Stunden lang das Kochen, worauf dann das Niveau der Flüssigkeit um 13—15" gesunken ist und etwa 10 Cubikf. frische Mutterlauge zugepumpt werden. Man bringt die Flüssigkeit wieder ins Kochen, füllt nach $1\frac{1}{2}$ Stunden nochmals ungefähr 20 Cubikf. Mutterlauge nach und unterhält das Kochen bis zum Eintritt der Gare, wenn die anfängliche Rohlauge über 36° B. und die Mutterlauge über 47° B. hielt. War dies nicht der Fall, so setzt man zum 3. Male Mutterlauge zu. Die Gare ist eingetreten, wenn sich kleine aufsteigende, mit einem Salzhäutchen überzogene Bläschen zeigen und die Lauge bei einer Temperatur von etwa

83° R. ein specifisches Gewicht von 51° B. = 1,5413 erhalten hat. Dieselbe wird sodann mittelst des Abflussrohres in eine neben dem Siedeherde befindliche mit Walzblei ausgeschlagene Bütte, die Kühlbütte, abgezapft und nachdem sie hierin nach 8—10 Stunden bis auf etwa 56° R. abgekühlt ist, in Krystallisationsgefässe (Setzfässer) von 3' 3" Höhe, 4' 8" unterem und 3' 6" oberem Durchmesser mit 43 Cubikf. 771 Cubikz. Inhalt übergeschöpft, indem man beide Fässer durch ein Gerenne verbindet. In der Kühlbütte rührt man die Lauge öfters um, um die sich immer von neuem bildende und die Abkühlung verzögernde Salzhaut zu zerstören. Wollte man die Lauge vor dem Eingeben in die Setzfässer nicht erst abkühlen, so würde bei ihrer hohen Temperatur der die Fugen der Fässer verschliessende Vitriol aufgelöst werden und ein Rinnen derselben eintreten.

Der Brennmaterialersparung wegen macht man gewöhnlich 3 Sude hinter einander und beobachtet beim Ablassen der Garlauge aus den Pfannen, damit dieselben nicht schmelzen, die Vorsicht, dass man nie den Boden der Pfanne von Flüssigkeit ganz entblösst und auch die Wände durch starke Bewegung der abfliessenden Lauge stets nass erhält.

Auf den ersten Sud gehen 9—10 Stunden Zeit und an 3½ Schock Waasen (3015 Pfd.), auf den zweiten Sud etwa nur 2¾ Schock Waasen.

Im Jahre 1853 angestellte Probesiedungen haben ergeben, dass 1 Pfd. Holz im Durchschnitte dreier Sude 2,838 Pfd. Wasser verdampfte. 1 Cubikfuss Wasser zu verdampfen erforderte 18,74 Pfd. Holz oder 1,4 Stück Waasen à 13,6 Pfd. Mit einem Quadratfuss Pfannenbodenfläche liess sich in einem Sude oder in 9 Stunden etwa 1 Cubikfuss Wasser verdampfen, so dass mit der jetzigen Pfanne, welche 119,17 Quadratfuss Bodenfläche hat, in 1 Stunde durchschnittlich 14,56 Cubikfuss Wasser verdampft werden können. Man braucht jetzt pro Sud etwa 9 Stunden und macht im Jahre ungefähr 150 Sude. Durch Vermehrung derselben oder durch Vergrösserung der Pfanne würde sich wohl eine Holzersparung erreichen lassen.

Krystallisation der Garlauge. Während sich die Garlauge in den Setzfässern allmähig abkühlt, scheidet sich Zinkvitriol in Krystallen aus, der sich an den Wänden der Fässer absetzt. Nach 10—14 Tagen, je nach der Temperatur der atmosphärischen Luft, scheiden sich keine Krystalle mehr aus, worauf die Mutterlauge aus den etwas geneigt stehenden Setzfässern in eine Rinne auf dem Hüttenboden fliesst, welche dieselbe in die darunter befindliche Mutterlaugenbütte führt. Die Mutterlauge, welche im Winter durchschnittlich 45° und im Sommer 47° B. zeigt, wird so lange beim Versieden der Rohlauge zugesetzt, bis sie wegen Anreicherung ihres Kupfer- und Eisenvitriolgehaltes eine dunkelgrüne Farbe annimmt. Die Setzfässer werden sodann auf die Seite gelegt, der am Boden befindliche Vitriol mit eisernen Schaufeln herausgenommen, die Wände durch Anschlagen

an die Aussenseite der Fässer von Vitriol befreit und dieser in einem hölzernen Abschlag aufbewahrt.

Man macht wöchentlich 3 Sude, der Inhalt einer Pfanne vertheilt sich auf 4 Setzfässer und aus jedem Setzfasse erfolgen von 37 Cubikfuss Garlauge von 54° B. 8 Ctr. 5 Pfd. Zinkvitriol.

Nach Wittstein (I.) und B. Illing (II.) enthält der krystallisierte Unterharzer Zinkvitriol:

	Zn O.	Fe O.	Mn O.	Cu O.	Mg O.	SO ³ .	HO.
I.	15,00.	0,30.	3,24.	—	5,10.	29,04.	47,00.
II.	24,11.	1,25.	3,48.	1,47.	Spr.	29,02.	41,37.

Nach Borchers steigt zuweilen der Gehalt an MnO, SO³ auf 13 Prct. und der an FeO, SO³ auf 2 Prct.; nach Varrentrapp der Eisengehalt gewöhnlich nicht über 0,5 Prct. und der Mangangehalt nicht über 2 Prct. Von letzterem soll das Gelbwerden des Vitriols an der Luft herrühren. Besteht der Vitriol aus neutralen Salzen oder enthält derselbe einen geringen Säureüberschuss, so tritt das Gelbwerden weit langsamer, als bei Anwesenheit von basischem Salze ein.

Calcination. Der von dem Boden und den Seitenwänden der Setzfässer abgenommene Vitriol wird zur theilweisen Entfernung seines Krystallwassers in einem starken kupfernen Kessel von 3' 4" Weite, 2' 9" Tiefe und 28 Cubikfuss Inhalt nach und nach eingetragen und unter fortwährendem Rühren erhitzt. Die Temperatur darf hierbei nicht zum Kochen steigen, damit sich der Vitriol nicht an den Kesselwänden festsetzt. Die flüssig gewordene Masse wird abgeschäumt, der Schaum durch ein Sieb mit 12 Löchern pro Quadratzoll gegeben, der hierbei abgeschiedene reine Vitriol wieder in den Kessel gethan, dessen dünnflüssiger Inhalt mit einem kupfernen Löffel in Gerenne ausgeschöpft, durch diese in 3 grosse hölzerne Kühltröge geleitet und mit Holzspateln zum raschern Erkalten und zur Vermeidung von Klumpen $\frac{3}{4}$ —1 Stunde (je nach der Temperatur und dem Luftzuge) umgerührt. Nach dem Breiigwerden thut man den Vitriol auf die an den kurzen Seiten der Tröge befindlichen kleinen mit schmalen Leisten eingefassten Bänke, sticht ihn hier zur Zerkleinerung der Klumpen 3—4 Stunden lang um, bis er zu einer körnigen Masse erstarrt ist, und sichtet ihn durch ein Sieb mit 8 Löchern pro Quadratzoll. Die ausgehaltenen Klumpen werden zum rohen Vitriol geworfen, das Durchgesichtete aber auf kleine Hüttentröge gepackt, durch Festschlagen mit Brettern in Brodform gebracht und die Brode in Quantitäten von 7—8 Ctr. in Fässer verpackt. Man calciniert gewöhnlich alle 14 Tage einmal und nimmt dann den Vitriol aus 24 Setzgefässen, etwa 193 Ctr. oder 9 Kessel voll, in Arbeit.

Nach B. Illing enthält der calcinierte Zinkvitriol:

	Zn O.	Fe O.	Cu O.	Mn O.	SO ³ .	HO.
	31,37.	1,89.	1,09.	4,25.	31,06.	31,00.

Ausweis. Von einem Sude erfolgen bei einem Aufwand von 2—3 Schock Waasen 25—27 Ctr. roher Vitriol. Aus einem

Kessel voll rohem Vitriol (17—18 Ctr.) resultieren bei einem Verbrauch von $\frac{1}{10}$ Malter Holz 15—16 Ctr. calcinierter Vitriol, so dass der Abgang etwa $\frac{1}{8}$ beträgt.

Im Jahre 1852 erfolgten 5026 Ctr. Zinkvitriol mit einem Aufwand von 386 Malter Röstholz und 498 Schock Waasen oder auf 1 Ctr. producierten Vitriol $\frac{386}{5026}$ Malter oder 5,5 Cubikfuss Röstholz und 5,9 Stück Waasen. 4 Arbeiter, welche wöchentlich 5 Thlr. 17 Ggr. 3 Pf. erhalten, laufen jeden Morgen das nöthige Erz in die 6 Büten, füllen die Lauge über und schaffen das ausgelaugte Erz aus den Büten, dessen Weglaufen dann vom Gedingherrn besorgt wird. Zur Verrichtung des Abwärmens, Siedens und Calcinierens sind 2 Arbeiter nöthig, die wöchentlich 2 Thlr. 22 Ggr. zusammen erhalten, wofür sie 23 Ctr. 10 Pfd. calcinierten Vitriol liefern müssen. Für jeden Centner darüber erhalten sie 1 Ggr. Vergütung. Beim Trocknen des Vitriols sind 6 Leute beschäftigt, welche gemeinschaftlich für eine Pfanne voll 11 Thlr. erhalten.

(Siehe Anlage III. Nr. 5—27.)

Die Zinkvitriolgewinnung ist einestheils ein rentabler Nebenzweig, anderntheils werden durch dieselbe Substanzen aus den Erzen gezogen, welche der Schmelzung nicht förderlich sind.

Wie bereits bemerkt worden, benutzt auch man die Sohlen frei gelegener Röstestellen wegen ihres Gehaltes an schwefelsauren Salzen zur Darstellung von Vitriolen entweder auf dem Vitriolhofe zu Goslar oder zur Herzog Juliushütte. So findet sich Zinkvitriol in der Sohle der Bleierzrösten zuweilen in Quantitäten von 1000 und mehr Centnern. F. Ulrich hat in einer Probe von solchem Zinkvitriol gefunden:

Cu O, SO ³	.	.	.	.	2,83.
Zn O, SO ³	.	.	.	.	60,17.
Fe O, SO ³	.	.	.	.	28,54.
Al ² O ³ , SO ³	.	.	.	.	2,50.
Rückstand	.	.	.	.	4,00.
HO und Verlust	.	.	.	.	1,96.
					100,00.

3. Kapitel.

Gewinnung von Eisenvitriol in der Okerschen Schwefelsäurefabrik.

Allgemeines. Die bei der Darstellung des Schwefelwasserstoffgases (pag. 160) aus Schwefeleisen und Schwefelsäure erzeugte Lauge wird nach gehörigem Klären und Sättigen der freien Säure mit Eisen auf Eisenvitriol versotten. Etwa adhärirendes Schwefelwasserstoffgas lässt sich durch Einleiten von schwefliger

Säure in die Lösung entfernen. Durch Auflösen alten Eisens in Schwefelsäure aus der ersten Kammer stellt man ausserdem Eisenvitriol dar und beabsichtigt das nebenbei sich entwickelnde Wasserstoffgas zum Heizen zu verwenden.

Der Eisenvitriol von der Schwefelwasserstoffbereitung enthält nach J. Graba:

FeO.	ZnO.	Al ² O ³ .	SO ³ .	HO.
25,51.	Spr.	Spr.	29,53.	45,84.

(Siehe Anlage III Nr. 5—27.)
Die Zinkvitriolgewinnung ist einestheils ein rentabler Neben- zweig andertheils werden durch dieselbe Substanzen aus den Erzen gezogen, welche der Schmelzung nicht förderlich sind. Wie bereits bemerkt, benutzt auch man die Sohlen bei geeigneter Rührstellung wegen ihres Gehaltes an schwefelsauren Salzen zur Darstellung von Vitriolen entweder auf dem Vitriolhofe zu Goslar oder zur Herzog-Johannshütte. So findet sich Zinkvitriol in der Sohle der Bleierzrösten zuweilen in Quantitäten von 1000 und mehr Centnern. F. Ulrich hat in einer Probe von solchen Zinkvitriol gefunden:

FeO	25,51
ZnO	29,53
Al ² O ³	45,84
SO ³	
HO	
Summe	100,00

Die bei der Darstellung des Schwefelwasserstoff- gases (pag. 160) aus Schwefeleisen und Schwefelsäure erzeugte Lauge wird nach gehörigem Klären und Sättigen der freien Säure mit Eisen am Eisenvitriol versollt. Etwas abklärendes Schwefelwasserstoffgas lässt sich durch Einleiten von schwelliger

Gewinnung von Eisenvitriol in der Schwefelsäurefabrik.

Die bei der Darstellung des Schwefelwasserstoff- gases (pag. 160) aus Schwefeleisen und Schwefelsäure erzeugte Lauge wird nach gehörigem Klären und Sättigen der freien Säure mit Eisen am Eisenvitriol versollt. Etwas abklärendes Schwefelwasserstoffgas lässt sich durch Einleiten von schwelliger

8. Abschnitt.

Messingfabrikation zu Oker.

Eigenschaften des Messings. Das Messing, eine Legierung von Kupfer und Zink, hat vor dem Kupfer manche Vorzüge. Dasselbe eignet sich vortrefflich zur Giesserei, ist weniger leicht oxydierbar, wohlfeiler, härter und fester, ohne bedeutend geringere Ductilität zu zeigen. In gewöhnlicher Temperatur kommt das Messing dem Kupfer an Geschmeidigkeit sehr nahe, allein in der Glühhitze ist es sehr spröde. Die Güte des Messings hängt hauptsächlich ab

1. von der Reinheit der Ingredienzien. Vorzüglich schädlich ist ein Gehalt an Antimon, Arsen, Blei, Eisen und Zinn, welche dasselbe spröde und hart machen.

2. von dem Verhältnis, in welchem Kupfer und Zink mit einander verbunden werden. Dieses pflegt je nach der beabsichtigten verschiedenen Verwendung des Messings zwischen 28—34 Prct. Zink und 72—66 Prct. Kupfer zu schwanken.

Im Allgemeinen lässt sich nach Karsten (Bergwfr. XIV. 471) annehmen, dass das verkäufliche Messing aus 71,5 Prct. Kupfer und 28,5 Prct. Zink besteht und der Zusammensetzung von Zn^2Cu^5 entspricht. Diese Legierung besitzt die grösste Festigkeit, und scheint die reine messinggelbe Farbe in Verbindung mit der Festigkeit derjenigen Metallgemische zu stehen, bei denen das Verhältnis des Zinks zum Kupfer grösser wird, als es im Messing vorhanden ist.

Die Dehnbarkeit der Legierung nimmt mit der Vergrösserung des Zinkgehaltes ab, daher das zu Drath und Blech bestimmte Messing weniger davon enthalten darf, als Gussmessing. Eine aus gleichen Mischungsgewichten Kupfer und Zink bestehende Legierung ist schon sehr spröde, am sprödesten ein Gemisch von $1\frac{1}{2}$ oder 2 Mischungsgewichten Zink und 1 Mischungsgewicht Kupfer.

Tombac nennt man die Legierung, wenn der Zinkgehalt

nicht über 20 Prct. beträgt, wobei dieselbe bräunlich gelb oder bräunlich roth aussieht. Das verkäufliche Tomback besteht gewöhnlich aus 84,5 Prct. Kupfer und 15,5 Prct. Zink. Die dunklere Farbe des Tombacks steht mit dessen höherem Kupfergehalte nicht wesentlich in Verbindung, indem dieselbe z. B. viel stärker zum Vorschein kommt, wenn das Verhältniss des Zinks zum Kupfer grösser wird, als bei dem gewöhnlichen Messing; bei gleichen Mischungsgewichten beider Metalle ist die Farbe am lebhaftesten.

Seit 7—8 Jahren ist von England aus schmiedbares Messing*) nach Deutschland gekommen, welches sich in der Glühhitze wie Schmiedeeisen behandeln lässt. Dasselbe zeichnet sich durch einen grösseren Zinkgehalt aus und nähert sich der Zusammensetzung Cu^3Zn^2 (59,4 Prct. Cu und 40,6 Prct. Zn).

Alle Gemische, welche nicht über 50 Prct. Zink enthalten, scheinen sich gegen Säuren und in der einfachen galvanischen Kette nicht anders zu verhalten, als reines Kupfer und fällen die Kupfersalze nicht. Legierungen mit überwiegendem Zinkgehalt lösen sich in Säuren, denen das Kupfer für sich widersteht, auf und zwar um so langsamer, je mehr Kupfer vorhanden. Dabei schlägt sich das Kupfer als braunrothes Pulver nieder, wenn die Säuremenge ungenügend ist. Solche Legierungen zersetzen auch die Kupfersalze und verwandeln sich in ganz reines Kupfer. Verdünnte Schwefelsäure, welche Kupfer gar nicht angreift, bewirkt eine vollständige Auflösung in Metallgemischen mit Zink, in welchen über 24 Prct. Kupfer enthalten sind.

Beim Waschen mit Ammoniak erhält das Messing eine hellere, beim Reiben mit Salzsäure eine röthere Farbe. Zum Gelbbrennen desselben dient Salpetersäure, die zur Beschleunigung der Wirkung mit $\frac{1}{10}$ Schnupftaback oder Sägespähnen zu versetzen ist.***) Um Messing schwarz zu färben, bestreicht man dasselbe mit einer Lösung von salpetersaurem Kupferoxyd und erhitzt es. Bei öfterem Umschmelzen nimmt das Messing durch eintretenden Zinkverlust eine dunklere Farbe an.

Analysen. Nachstehende Analysen von Messing und Tomback sind bekannt geworden:

	Cu.	Zn.	Pb.	Sn.	Fe.	Si.	FeP.
I.	64,6	33,7	1,4	0,2	—	—	—
II.	64,8	32,8	2,0	0,4	—	—	—
III.	63,70	33,55	0,25	2,50	—	—	—
IV.	64,45	32,44	2,86	0,25	—	—	—
V.	70,1	29,9	—	—	—	—	—
VI.	70,29	29,26	0,28	0,17	—	—	—
VII.	71,89	27,63	—	0,85	—	—	—
VIII.	70,16	27,45	0,20	0,79	—	—	—
IX.	71,36	28,15	—	—	—	—	—
X.	71,5	28,5	—	—	—	—	—
XI.	71,0	27,6	1,3	Spr.	—	—	—
XII.	63,66	33,02	2,52	—	—	0,61	0,19

*) Polytechn. Centralbl. 1848 pag. 352, 954; 1850 pag. 533. — Liebig, Jahresb. 1849 pag. 638; 1850 pag. 637.

**) Heeren in den Mittheil. des Hannov. Gew.-Ver. 1852 Liefer. 64.

	Cu.	Zn.	Pb.	Sn.	Fe.	Si.	FeP.
XIII.	68,1	31,9	Spr.	—	—	—	—
XIV.	61,6	35,3	2,9	0,2	—	—	—
XV.	86,38	13,61	—	—	Spr.	—	—
XVI.	60,66	36,88	—	—	Spr.	—	—
XVII.	65,03	34,76	—	—	—	—	—
XVIII.	60,16	39,71	—	—	—	—	—
XIX.	58,16	41,84	—	—	—	—	—
XX.	82,0	18,0	1,5	3,0	—	—	—
XXI.	82	18	3	1	—	—	—
XXII.	82,3	17,5	0,2	—	—	—	—
XXIII.	80	17	3	—	—	—	—
XXIV.	85,3	14,7	—	—	—	—	—
XXV.	86	14	—	—	—	—	—
XXVI.	90	7,9	1,6	—	—	—	—
XXVII.	92	8	—	—	—	—	—
XXVIII.	97,8	2,2	—	—	—	—	—

I — XIII. Tafelmessing. 1) Messingblech von Jemeppe. 2) desgl. von Stollberg bei Aachen nach Chaudet. 3) und 4) Vergoldmessing nach d'Arcet. 5) Messingblech von Romilly nach Chaudet, sehr dehnbar, aber zu zähe zum Drechseln. 6) Messingdraht von England nach Lavater. 7) desgl. von Augsburg nach demselben. 8) desgl. von Neustadt-Eberswalde nach dems. 9) desgl. nach Kudernatsch. 10) desgl. von unbekannter Herkunft nach Karsten. 11) desgl. nach Regnault. 12) Messingblech, sehr spröde, mit zu wenig Zinkgehalt (Dingl. CXIII. 290.) 13) Gutes Wiener Messing (Jbid.)

XIV — XVI. Gussmessing. 14) von unbekanntem Ursprunge. 15) Engl. Gussmessing. 16) Messingne Uhräder.

XVII — XIX. Schmiedbares Messing. 17) Englische Probe. 18) Aus Machts Fabrik in Hannover, von Elsner analysirt, nahe Cu³ Zn.². 19) nach Reich.

XX — XXVIII. Tomback. 20) — 22) zu vergoldeten Waaren nach d'Arcet. 23) Französisches Tomback zu Gewehrbeschlügen. 24) Gelbliches Tomback aus Paris zu vergoldeten Schmuck-Waaren. 25) aus der Fabrik zu Hannover zu vergoldeten Waaren. 26) Chrysochalk. 27) Rother Tomback aus Paris. 28) desgl. aus Wien.

Materialien zur Messingbereitung zu Oker. Als zinkhaltige Substanz war früher (Lamp. Hüttkde. II. Thl. 3. Bd. pag. 183) der Ofengalmei*) (pag. 42) aus den Unterharzer Schmelzöfen im Gebrauch. Der Ofengalmei besteht nach einer neueren Untersuchung von J. Ahrend durchschnittlich aus

ZnO.	PbO.	CuO.	Fe ² O ³ .	Al ² O ³ .	CaO.	SiO ³ .	CO ² .	SO ³ .	S.
80,29	8,27	0,23	5,06	0,35	Spr.	1,42	0,23	0,28	3,21

oder, wenn man annimmt, dass 1/2 Pct. Schwefel mit Blei verbunden ist, aus

ZnO.	PbO.	Fe ² O ³ .	CuO.	ZnO, SO ³ .	ZnO, SiO ³ .	ZnO, CO ² .
71,52	4,80	5,06	0,23	0,56	2,66	0,65
		ZnS.	PbS.	Al ² O ³ .		
		819	3,72	0,35.		

*) Messingbereitung aus Ofenbrüchen, Galmei oder Blende: Ann. d. min. I. Sér. T. III. p. 227, 344, 377; — Karstens Arch. I. R. III. 227; — Lamp., Fortschr. 1839 p. 90, 250. — Erdm. Journ. für ökon. u. techn. Chemie XII. 304. Die erste Anwendung des Ofengalmeies zur Messingbereitung soll von Erasmus Ebener aus Nürnberg, 1577 als geheimer Rath bei dem Herzog Julius von Braunschweig verstorben, geschehen sein. Die erste Unterharzische Messinghütte lag bei Harzburg zu Büntheim.

Mittelst dieses Ofengalmeies wurden bei Zusatz von Mansfelder, Lauterberger oder Unterharzer Kupfer 3 Messingsorten von verschiedener Güte erzeugt, nämlich Mengepresse (das feinste Messing), ordinaires oder Tafelmessing und Stückmessing (die geringste Sorte). Gegenwärtig stellt man nur 2 Sorten Messing dar, nämlich Tafelmessing zur weiteren Verarbeitung auf Blech, Kessel, Draht etc. aus Norwegischem, Russischem oder Hamburger Kupfer und Schlesischem Zink, und Stückmessing, die geringere Sorte zu Gussmessing, aus Unterharzer Kupfer und Zink und altem aufgekauften Messing.

Messingschmelzen. Die Beschickung für eine Schmelzung in 7 Tiegeln besteht für Tafelmessing aus 120 Pfd. Drontheimer etc. Kupfer, 60 Pfd. Schlesischem Zink und 54 Pfd. gutem Abfallmessing, in Summa 234 Pfd.; für Stückmessing aus $21\frac{1}{2}$ Pfd. altem Kaufmessing, 36 Pfd. Unterharzer Kupfer, 22 Pfd. Unterharzer Zink und $60\frac{1}{2}$ Pfd. Krätz von der Messingbereitung, welcher jährlich gepocht und verwaschen wird, in Summa 140 Pfd.

Der unter der Hüttensohle liegende Schmelzofen hat die Gestalt zweier mit der Basis auf einander gestellter abgestumpfter Kegel von folgenden Dimensionen: Ganze Höhe 6', Höhe des obern Kegels $3\frac{1}{2}'$, Weite oben $1\frac{1}{2}'$, unten 4', im Kohlensack 6'. Die mit der Hüttensohle in einem Niveau liegende Mündung ist mit einem beweglichen Schornsteine versehen und auf dem durchlöcherten, gleichsam einen Rost bildenden Boden stehen 7 Tiegel von 14" Höhe, 9" oberem und 4" unterm Durchmesser, — aus mit Quarzbrocken vermengtem Othfresener Thon in der Fabrik selbst gedreht, — um einen 8ten im Kreise herum. Soll die Schmelzung beginnen, so hebt man die bis zum Rothglühen erhitzten 7 Tiegel mit einer Zange aus dem Ofen auf die Hüttensohle herauf, vertheilt die abgewogenen Ingredienzien gleichmässig in dieselben, so dass zu unterst Krätz oder Abfallmessing mit Kohlenstaub, darauf das Kupfer und Zink und zu oberst wieder Kohlenstaub, mit Krätz und Abfallmessing gemengt, kommt. Die Tiegel werden nun wieder an ihren Platz um den 8ten leeren herum gestellt, der Ofen mit Holzkohlen angefüllt und der Dom aufgesetzt, wo dann die Luft durch einen ins Freie mündenden Zugkanal unter den Rost tritt.

Ist die Schmelzung nach $2\frac{1}{2}$ Stunden eingetreten, so wird der Dom abgehoben, der leere Tiegel zuerst herausgenommen, in eine Vertiefung gesetzt, mit glühenden Kohlen umgeben, und in denselben der Inhalt aller 7 Tiegel entleert. Nach einiger Abkühlung rührt man bei aufgestreutem Kohlenstaub das Schmelzgut öfters mit einem eisernen Stabe um, zieht die auf der Oberfläche befindlichen Unreinigkeiten ab und giesst das Metall zur Darstellung von Stückmessing in aus Sand gebildete Würfelformen von 9" 2''' Breite, $1' 7\frac{3}{4}"$ Länge und 2" Tiefe mit 18 Würfeln, oder zur Erzeugung von Tafelmessing zwischen 2 gut abgewärmte Granitplatten von 6' L., 3' Br. und 1' 4" Dicke. Diese sind sorgfältig ausgewählt, erst mit einer genau

geebneten Lage eines Gemenges von Sand und Lehm (Kührlehm) und darauf mit einer Schicht Kuhmist versehen, die vor jedem Guss erneuert und sorgfältig getrocknet werden muss. Zwischen den Granitplatten liegen an den beiden langen und der einen schmalen Seite eiserne Stäbe, an der andern schmalen Seite befindet sich der eiserne mit Lehm überzogene Einguss. Die Steine werden durch Zwingen und Keile zusammen gehalten und vor dem Giessen mittelst Krahnvorrichtung um eine in der Mitte des untern Steines befindliche Axe um etwa 45° gegen den Horizont geneigt.

Das erhaltene Stückmessing besteht nach J. Graba aus

Cu.	Zn.	Fe.	Pb.	Sb.
71,88	24,42	2,32	1,09	1,01

und geht theils in den Handel, theils wird es in der Fabrik selbst zur Darstellung von Mörsern, Hähnen, Ventilen, Spritzenkolben, Schlossgriffen etc. verwandt, wobei von 100 Pfd. Einsatz zum Schmelzen 60 Pfd. fertige Gusswaaren, 16 Pfd. Krätzmessing, 18 Pfd. Dreh- und Feilspäne und 6 Pfd. Abgang erfolgen. Die Messingtafeln, deren von obiger Beschickung immer 2 von 5' L., $2\frac{1}{2}'$ Br. und $\frac{1}{2}"$ Dicke erfolgen, werden zerschnitten und zu Blech, Kesseln, Draht etc. verarbeitet.

Die Tiegel halten wohl ein Vierteljahr lang, wenn sie immer heiss bleiben, weshalb man, wenn auch nicht geschmolzen wird, doch ein Kohlenfeuer im Ofen unterhält. Man braucht jährlich 2—4 Stück Granitplatten aus dem Okerthale und bedarf zu 2 Tafeln (Pressen) $1\frac{1}{5}$ Maas Kohlen, welche letztere durch Steinkohlen ersetzt werden sollen.

Nach B. Illing enthält das Okersche Tafelmessing

Cu.	Zn.	Fe.	Pb.	Sb.
68,98	29,54	0,23	0,97	0,79

Messingblech-
bereitung. Die Messingtafeln werden mittelst einer Stockscheere in 3" breite Streifen (Drahtband) und dann in viereckige Stücke (Beckenmessing) zerschnitten und diese unter Hämmern und Walzen bei öfterem Ausglühen in Blechform gebracht. Die Verarbeitung des Messings geschieht kalt. Hierauf werden die Bleche in verdünnter Schwefelsäure gebeizt und gewöhnlich auf der einen Seite auf der Schabebank mit einem Messer blank geschabt. Die dünste Blechsorte nennt man Rollenmessing, die dickere Laiton. Vom geschnittenen Gut werden jährlich etwa verarbeitet 250—300 Ctr. zu Laiton und Rollenmessing, 300—350 Ctr. zu Drahtband und 450—500 Ctr. zu Kesselblechen. Von 100 geschnittenem Gut erfolgen 95 Walzgut, $4\frac{1}{2}$ Abfall und $\frac{1}{2}$ Glühverlust, und zum Glühen von 1 Ctr. gewalztem Gut geht $\frac{1}{3}$ Mltr. Glühholz. Von 100 schwarzem Laiton erfolgen beim Beizen und Schaben 82 fertiges Laiton, 12 Abfall und Abschnitt, 4 Schabspan und 2 Beizabgang. Um 1 Ctr. Laiton abzubeizen sind etwa 3 Pfd. Schwefelsäure nöthig.

Kesselbereitung. Das Beckenmessing wird unter Scharf- und Breit-
hämmern der Länge und Breite nach bis zu $\frac{1}{8}"$ Stärke ausge-

reckt, in vierkantige Stücke und dann nach weiterem Ausrecken in runde Scheiben zerschnitten. Etwa 5 solcher Scheiben (ein Gespann) werden zusammen eingebunden, d. h. auf eine grössere Scheibe gelegt, deren Rand man umbiegt, geglüht, unter einem Tiefhammer ausgerundet und mittelst Rundhammer in die Kesselform gebracht. Der Boden wird dann mit dem Plathammer geschlagen, die Seiten (Zargen) mit einem Handhammer gerichtet, die schwarzen Kesselschaalen von einander genommen und nach abgeschnittenen Rändern in dem Bereithause durch Steifhämmern*) und Einlegen von Draht in den Rand in die richtige Form gebracht, etwaige Fehlstellen gelöthet,**) auch wohl äusserlich ein schwarzer Ueberzug gegeben. Von 100 Kesselblech erfolgen 82 schwarze Schaaalen, $17\frac{1}{2}$ Abfallmessing und $\frac{1}{2}$ Glühabgang, und auf 1 Ctr. Kesselschaalen gehen zum Ausglühen $\frac{1}{2}$ — $\frac{5}{8}$ Mltr. Brennholz. Von 100 Pfd. schwarzen Kesselschalen erfolgen im Bereithause 90 Pfd. fertige Kessel, $9\frac{3}{4}$ Pfd. Schalenabgang und Abschnitt und $\frac{1}{4}$ Pfd. Drehspan.

Drahtzieherei. Das Drahtband wird zur erforderlichen Stärke ausgewalzt, mit Wasserscheeren in quadratische Streifen (Regale) geschnitten, diese geglüht, mit Unschlitt geschmiert und mittelst Leiervorrichtungen unter öfterem Ausglühen bis zur erforderlichen Stärke durch Zieheisen ausgezogen. Starke Drahtsorten zieht man aus gegossenen Stangen auf dem Kettenzuge. Ein Theil des auf diese Weise erhaltenen schwarzen Drahtes wird geglüht, in verdünnter Schwefelsäure gebeizt, in einer Auflösung von rohem Weinstein ausgekocht, mit Wasser abgescheuert und ohne wieder geglüht zu werden mit Schweinefett wiederholt blank gezogen.

Von 100 Drahtband erfolgen 88 schwarzer Draht, $11\frac{1}{4}$ Abfall und $\frac{3}{4}$ Glühabgang, und zur Darstellung von 1 Ctr. Draht gehen $\frac{1}{2}$ Mltr. Glüheholz und $2\frac{1}{2}$ Pfd. Unschlitt. Von 100 schwarzem Draht werden erhalten 96 blanker Draht, 1 Abfall und 3 Beizabgang, und zur Darstellung von 1 Ctr. blankem Draht sind erforderlich 4 Pfd. Schwefelsäure, 3 Pfd. Weinstein, $\frac{1}{8}$ Pfd. Schweinefett und $\frac{1}{6}$ Mltr. Holz.

Rollbleifabrication. Ausser der Verarbeitung von Messing geschieht zur Okerschen Messinghütte auch noch die des Bleies und Kupfers. Ersteres von Altenauer Hütte als rohes Frischblei geliefert, wird zu Platten von $2\frac{1}{2}$ — $2\frac{3}{4}$ Ctr. Gewicht, 3' L., 2' Br. und $1\frac{1}{4}$ " Stärke gegossen, zu 3 verschiedenen Stärken ausgewalzt, so dass der Quadratfuss von Lit. A. $4\frac{1}{2}$ Pfd., von B. $3\frac{1}{2}$ und von C. 3 Pfd. wiegt, bei einer Breite von respect. $\frac{5}{4}$, $\frac{6}{4}$ und $\frac{7}{4}$ Ellen. Der Abfall wird wieder neu geschmolzen. Von 100 Pfd. Platten erfolgen 90 Pfd. Rollblei und 10 Pfd. Abfallblei; von 100 Pfd. Abfallblei 94 Pfd. Platten, 5 Pfd. Krätz und Abgang und 1 Pfd. Schmelzabgang.

*) Oeri über Abhämmerung, Steifung und Elasticität des Messing. Erdmanns Journ. für pract. Chemie CXV. 50.

**) Frantz, das Löthen des Messings. Dingl. CXVIII. 188.

Kupferblech- Die vom Okerschen Kupferhammer (pag. 124) geliefer-
bereitung. ten Hartstücke oder Platten werden rothglühend ge-
 macht und zu Blech ausgewalzt. Von 100 Pfd. Platten erfolgen
 80 Pfd. fertiges Blech, 15 Pfd. Abfallkupfer, 4 Pfd. Kupferasche
 und 3 Pfd. Abgang, bei einem Aufwand von $\frac{1}{3}$ Mltr. Holz.

Während das Ablöschen der Bleche zum Ablösen des Glüh-
 spans (Kupferasche) in reinem Wasser geschieht, wendet man
 in England noch Urin an. In ein damit angefülltes Bassin werden
 die ausgewalzten Bleche eingetaucht, dann senkrecht gestellt,
 damit die Flüssigkeit abläuft, in einem mässig geheizten Flammen-
 ofen schwach geglüht und hierauf in Wasser geworfen. (Tunners
 Jahrb. II. 269; Berg- und hüttenm. Ztg. 1852 p. 544.)

Kupferkessel- Das Kupferblech wird unter Hämmern zu Schaalen
bereitung. ausgeschmiedet und im Kupferbereithause, ähnlich
 wie das Messing, zu fertigen Kesseln verarbeitet. Auf 90 Pfd.
 Schaalen gehen 5 Pfd. Oehrkupfer und 5 Pfd. Eisendraht und
 es erfolgen dann von 100 Pfd. Schalen 92 Pfd. fertige Kessel,
 $7\frac{1}{2}$ Pfd. Abfall und Kupferasche und $\frac{1}{2}$ Pfd. Abgang.

Tombac. Das Tombac wird gewöhnlich durch Zusammen-
 schmelzen von 70 Pfd. gutem Kupfer und 42 Pfd. altem und
 Abfallmessing hergestellt. Da letzteres $\frac{2}{3}$ Kupfer und $\frac{1}{3}$ Zink
 enthält, so kommen auf eine Tafel Tombac 98 Pfund Kupfer
 und 14 Pfund Zink.

Britanniametall. Diese besonders zu Tischgeräthschaften angewandte
 silberähnliche Legirung (Polyt. Centralbl. 1850 p. 360, 1511; Dingl.
 CXIV. 236) fabricirt man neuerdings durch Zusammenschmelzen
 von 85,79 Zinn, 10,29 Antimon, 2,94 Zink und 0,98 Kupfer.
 100 Pfd. kosten 32 Thlr. Von einer besseren, aus 90 Zinn und
 10 Antimon zusammengesetzten Sorte verkauft man 100 Pfd.
 zu 35 Thlrn. *)

Hauptausweis. Man verarbeitet auf der Messinghütte jährlich an
 5000 Ctr. rohe Metalle, wovon durch etwa 50 Arbeiter bei einem
 Aufwande von 600 Karren Kohlen, 700 Mltr. Glühholz und
 110 Schock Waasen an 4500 Ctr. Waaren erfolgen. Man be-
 zahlt meist Accordlöhne.

*) Analysen von Britanniametall fremder Fabriken:

	Sn.	Sb.	Zn.	Cu	Fe.	Pb.
I.	90,62	7,81	—	1,46	Spr.	—
II.	91,53	6,98	—	1,42	Spr.	—
III.	90,57	9,40	—	0,03	Spr.	Spr.
IV.	85,72	10,39	2,91	0,98	—	—
V.	81,90	16,25	—	1,84	—	—

I. u. II. Britanniametall aus Birmingham nach Faist (Dingl. CXXVII.
 398.) III. Desgl. Blech nach Heeren (Jbid.) IV. Britanniametall nach
 Köller (Jbid. CXIV. 236) aus 2 Cu. 6 Zn. 21 Sb. und 175 Sn. V. Britan-
 niametall nach Baumgärtl aus 5 Thln. Sn., 1 Thl. Sb. und $\frac{1}{2}$ Thl. Cu.
 (Polyt. Centralbl. 1850 p. 1511.)

Erklärung der Figurentafeln.

Taf. I. Fig. 1 — 3. Erzröste. Fig. 1 Holzbette einer Röste im Grundrisse. Fig. 2. Durchschnitt einer fertigen Röste vor dem Anzünden. Fig. 3. Brennende Röste mit Beschauerung im Grundriss.

a. Röstesohle. *b.* Stellklüfte. *c.* Gassen. *d.* Bänke. *e.* Brandloch. *f.* Stufferz. *g.* Schacht. *h.* Bergkern. *i.* Waschkern. *k.* Gräupel. *l.* Decke von Erzklein. *m.* Beschauerung zum Schutz gegen die Witterung. *n.* Schwefellöcher.

Fig. 4 — 7. Bleierzschmelzofen. Fig. 4 Vorderansicht. Fig. 5 Ansicht von hinten. Fig. 6 Vertikaldurchschnitt nach AB. Fig. 7. Horizontaldurchschnitt durch die Form.

a. Fundament von Bruchsteinen in der Hüttensohle. *b.* Abzugcanal für die Feuchtigkeit. *c.* Sohlstein aus Quadersandstein. *d.* Brandmauer (Formmauer) von Sudmerberger Gestein ausgeführt, steht mit den Pfeilern. *e.* in Verbindung. *f.* Futtermauern, aus Schieferplatten bestehend. *g.* Ofenschacht. *h.* Flügel. *i.* Schornstein. *k.* Rauchmantel. *l.* Formlager. *m.* Stirnmauer von Barnsteinen. *n.* Kupferne Form. *o.* Formgewölbe. *p.* Vorherd. *q.* Herdblech. *r.* Eisenplatte, unter welcher der Stich mündet. *s.* Stichherd. *t.* Lehmsohle. *u.* Gestübbesohle. *v.* Vortiegel. *w.* Schlackengasse. *x.* Schlackenherd. *y.* Zinkstuhl. *z.* Zinkpfanne. *aa.* Rinne zum Ablassen des Zinks. *bb.* Bruststein. *cc.* Haken zum Einlegen von Eisenstäben (Kreuzverankerung) zur Befestigung der Vorwand. *dd.* Spund. *ee.* Werkepfannen. *ff.* Windstock. *gg.* Beschickungsboden.

Fig. 8 — 11. Treibofen. Fig. 8. Ansicht von vorn. Fig. 9 Vertikaldurchschnitt nach AB. Fig. 10. desgl. nach CD. Fig. 11. Horizontaldurchschnitt nach EF.

a. Fundament. *b.* Grundabzüge. *c.* Raughemäuer von Sudmerberger Gestein, welches den Feuer- und Schmelzraum umgiebt. *d.* Glättloch. *e.* Blechloch (grosses Schürloch). *f.* Vorhängeblech mit einer Krahnvorrichtung. *g.* Kannen. *h.* Windofen. *i.* Schürloch. *k.* Feuerbrücke (Balken). *l.* Flammenloch. *m.* Oeffnung in der Kuppel. *n.* Deckel. *o.* Eiserne in der Hüttensohle vermauerte Säule, woran ein starker Eisenreif befestigt ist, welcher sich um das Gemäuer bis zu den Kannen hinzieht. *p.* Schlackenherd. *q.* Steinherd. *r.* Mergelherd. *s.* Innere Höllenmauer. *t.* Rost. *u.* Windstock.

Fig. 12 und 13. Bleifrischhofen. Fig. 12. Ansicht von vorn. Fig. 13. Vertikaldurchschnitt nach A B mit Herdbau.

a. Fundament. *b.* Abzugcanal. *c.* Sohlstein. *d.* Brandmauer. *e.* Pfeiler. *f.* Futtermauern. *g.* Flügel. *h.* Flugstaubkammern. *i.* Rauchmantel. *k.* Formlager. *l.* Form. *m.* Formgewölbe. *n.* Vorherd. *o.* Stechherd. *p.* Gestübbesohle. *q.* Vortiegel. *r.* Vorwand. *s.* Schlackentriff.

Taf. II. Fig. 14 Bleifrischhofen. Durchschnitt durch die Form.

Fig. 15 — 17. Kupfererschmelzofen. Fig. 15. Ansicht von vorn. Fig. 16. Vertikaldurchschnitt nach A B. Fig. 17. Horizontaldurchschnitt durch die Form.

a. Fundament. *b.* Abzugcanal. *c.* Sohlstein. *d.* Brandmauer. *e.* Pfeiler. *f.* Futtermauern. *g.* Flügel. *h.* Schornstein. *i.* Rauchmantel. *k.* Formlager. *l.* Form. *m.* Formgewölbe. *n.* Vorherd. *o.* Stichherd. *p.* Gestübbesohle. *q.* Vortiegel. *r.* Vorwand. *s.* Schlackentriff. *t.* Schlackensumpf. *u.* Windstock. *v.* Düse.

Fig. 18 — 20. Kupfergranulirofen. Fig. 18. Längendurchschnitt nach C D. Fig. 19. Horizontaldurchschnitt nach A B.

a. Fundament. *b.* Grundabzug. *c.* Raubgemäuer. *d.* Schlackenloch. *e.* Grosses Schürloch. *f.* Eiserne Gosse, welche rinnenförmig mit Gestübbe ausgeschlagen wird. *g.* Kannen. *h.* Windofen. *i.* Schürloch. *k.* Feuerbrücke. *l.* Flammloch. *m.* Oeffnung in der Kuppel. *n.* Deckel. *o.* Eiserne in der Hüttensohle vermauerte Säule, an welcher ein starker Eisenreif befestigt ist, der das Mauerwerk umgiebt. *p.* Schlackenherd. *q.* Steinherd. *r.* Schmelzsohle, aus einem Gemenge von Mergel und Gestübbe bestehend. *s.* Innere Höllenmauer. *t.* Rost. *u.* Windstock. *v.* Granulirfass, mit einem eisernen Deckel versehen, durch dessen Oeffnung *y* das in dünnem Strahle aus dem Herde durch die Rinne *z* abgelassene Kupfer einfliesst. Dem Kupferstrahl tritt ein aus dem Bottich *x* durch die Rinne *w* hergeleiteter Wasserstrahl in dem Fasse entgegen. Das Wasser fliesst durch Oeffnungen oben am Fusse in einen Behälter *a* (Fig. 20), in dessen communicirenden Abtheilungen sich mitgerissener Kupferschlamm absetzt, und durch den in mehrere Abtheilungen getheilten Canal *b* in die Radstube.

Fig. 21 und 22. Kupferfrischhofen. Fig. 21. Vertikaldurchschnitt nach der Mittellinie. Fig. 22. Horizontaldurchschnitt durch die Form.

a. Fundament. *b.* Gusseiserne Frischpfanne. *c.* Sohlstein. *d.* Brandmauer. *e.* Pfeiler. *f.* Futtermauern. *g.* Flügel. *h.* Flugstaubkammer. *i.* Rauchmantel. *k.* Formlager. *l.* Form. *m.* Formgewölbe. *n.* Vorherd. *o.* Quadrateisen. *p.* Gestübbesohle. *q.* Vortiegel. *r.* Vorwand. *s.* Windstock.

Fig. 23 — 25. Saigerherd. Fig. 23. Vorderansicht. Fig. 24. Ansicht von oben. Fig. 25. Vertikaldurchschnitt nach A B.

a. Gemauerte Unterlage für die Saigerscharten. *b. c.* Saiger-ritze. *d.* Saigergasse. *e.* Werkesumpf. *f.* Mauerwerk. *g.* Zugcanäle.

Fig. 26 — 28. Darrofen. Fig. 26. Vorderansicht. Fig. 27. Horizontaldurchschnitt nach A B. Fig. 28. Vertikaldurchschnitt nach C D.

a. Darrbänke, aus Barnsteinen aufgemauert und zu beiden Seiten mit Eisenplatten versehen. *b.* Darrgassen. *c.* Darrsohle, aus Barnsteinen aufgemauert und mit Gestübbe überkleidet. *d.* Schieber aus Eisenstäben zusammengesetzt, die Zwischenräume ausgemauert. Der Schieber bewegt sich in der eisernen Leitung *f* und ist mit einer Beobachtungsöffnung versehen, die unter der Klappe *e* liegt. Durch ein Gegengewicht *g* wird die Bewegung des Schiebers erleichtert. *h.* Zugöffnungen in der Hinterwand. *i.* Zugöffnungen im Gewölbe *n.* *k.* Schürloch. *l.* Flammenloch. *m.* Feuerbrücke. *n.* Gewölbe. *o.* Raughemauer. *p.* Rost. *q.* Wasserbassin, in welches die noch glühenden Darrlinge nach vollendetem Prozess mittelst Haken hineingezogen werden.

Taf. III. Fig. 29 — 31. Spleissofen. Fig. 29. Vertikaldurchschnitt nach C D. Fig. 30. Horizontaldurchschnitt nach A B. Fig. 31. Vorderansicht.

a. Fundament. *b.* Grundabzug. *c.* Raughemauer. *d.* Schlackenloch. *e.* Grosses Schürloch. *f.* Stechherde. *g.* Kannen. *h.* Windofen. *i.* Schürloch. *k.* Feuerbrücke. *l.* Flammloch. *m.* Oeffnung in der Kuppel, mit einem Deckel verschliessbar. *n.* Barnstein zum Schliessen des Stiches. *o.* Eiserne Säule, in der Hüttensohle vermauert, an welcher ein das Mauerwerk umgebender Ring befestigt ist. *p.* Schlackenherd. *q.* Steinherd. *r.* Gestübbeherd. *s.* Innere Höllenmauer. *t.* Rost.

Fig. 32 — 34. Kleiner Gaarherd. Fig. 32. Vorderansicht. Fig. 33. Horizontaldurchschnitt nach A B. Fig. 34. Vertikaldurchschnitt nach C D.

a. Herdmauer. *b.* Herdkasten. *c.* Herd. *d.* Brandmauer. *e.* Form. *f.* Schlackentriff. *g.* Wasserbassin. *h.* Gewölbe. *i.* Schornstein.

Fig. 35 — 38. Silberfeinbrennofen. Fig. 35. Horizontaldurchschnitt nach A B. Fig. 36. Vorderansicht. Fig. 37. Vertikaldurchschnitt nach C D.

A. Eigentliche Feinbrennöfen. *B.* Gemauerter Untersatz für dieselben. *C.* Zugcanäle. *D.* Ofen mit zugestellter Vorwand. *a.* Zugöffnungen mit den Canälen *C.* communicirend. *b.* Hauptzugcanal hinter den Oefen, mit *C* in Verbindung.

Fig. 38. *a.* Eiserne Testpfanne. *b.* Vertiefung, in Testasche ausgeschnitten.

Fig. 39 — 45. Goldscheidungsapparate. Fig. 39. Eiserne Silberbarrenform, in welche das eingeschmolzene Fällsilber eingeschöpft wird. Fig. 40. Löseapparat. *a.* Porzellengefäss. *b.* Gehäuse von Eisenblech und Eisenstäben, von

welchen das Gefäss umgeben ist. *c.* Doppelter Rand behuf des Wasserverschlusses. *d.* Porzellandeckel. *e.* u. *f.* Oeffnungen in demselben. *g.* Porzellanrohr. *h.* Bleirohr.

Fig. 41. Löseherd. *a.* Eiserne Kessel. *b.* Züge.

Fig. 42 und 43. Fällsilberpresse. *A.* Pressgerüst. *a.* Eiserner Presscylinder. *b.* Holzcylinder. *c.* Pressbrett. *d.* Pressschraube. *e.* Eiserner durchlöcherter Boden.

Fig. 44. Fäll- u. Goldpfanne.

Fig. 45. Laugenpfanne und Wasserkessel.

Taf. IV. Die Okerhütte in der Vorderansicht, dem Vertikaldurchschnitte und dem Grundrisse. (vid. pag. 9.)

Zusammenstellung

der auf den Communion-Unterharzischen Hüttenwerken gebräuchlichen Maassen, Gewichte und Münzen.

Längenmaass. 1 Hann. F. = 12 Z. à 12 Linien = 129,4844 Par. Linien = 0,2920947 Meter.

1 Hann. Z. = 0,02434 Meter.

1 Hann. Linie = 0,002028 Meter.

1 Harzer Lachter = 8 Spann = 80 Lachterzoll = 800 Primen = 8000 Secunden = 6'6"10,445" Hann. = 1,9198023 Meter = 851,0407145 Par. Linien.

1 Harzer Lachterfuss = 127,656 Par. Linien.

1 Hann. Ruthe = 16 Hann. F. = 0,4673516 Dekameter.

1 Hann. Meile = 25400 Hann. F. = 0,7419206 Myriameter.

1 Meter = 3,423547 Hann. F.

Flächenmaass. 1 Hann. Quadratfuss = 0,0853193 Quadratmeter. (100 Quadratmeter = 1 Are, 100 Are = 1 Hectare).

1 Hann. Morgen = 120 Hann. Quadratruthen = 0,2621010 Hectare.

1 Quadratmeter = 11,72067 Hann. Quadratf.

Körpermaass. 1) Für feste Körper: 1 Scherben von 29 Hann. Z. Länge, 19 Z. Breite und 13½ Z. Höhe = 4 Cubikf. 526,5 Cubikf. Hann. = 0,10728 Cubikmeter.

1 Hann. Cubikf. = 1728 Cubikzoll = 0,0249213 Cubikmeter.

1 Hann. Himten = 1¼ Hann. Cubikf. = 1570,431 Par. Cubikzoll = 0,0311516 Cubikmeter = 31,15166 Liter.

1 Coksbalgen = 3 Hann. Cubikf. = 0,0747639 Cubikmeter.

1 Steinkohlenbalgen = $2\frac{1}{2}$ Hann. Cubikf. = 0,062303 Cubikm.

1 Holzkohlenmaass = 10 Hann. Cubikf. = 0,249213 Cubikmeter.

1 Malter von 3 F. 4 Z. Länge, 4 F. Höhe und 6 F. Breite
= 80 Hann. Cubikf. = 1,9937 Cubikmeter.

1 Cubikmeter = 1 Kiloliter = 1 Stère = 40,12627 Hann. Cubikf.

2) Für Flüssigkeiten: 1 Hann. Ohm = 4 Anker =
40 Stübchen = 80 Kannen = 160 Maass oder Quartiere =
155,7584 Liter.

1 Hann. Anker = 1963,039 Par. Cubiczoll = 38,9396 Liter
= 10 Stübchen.

1 Hann. Stübchen = $\frac{1}{8}$ Himten = 270 Hann. Cubikzoll =
196,3039 Par. Cubikzoll = 3,89396 Liter = 2 Hann. Kannen =
4 Hann. Maass.

1 Hann. Maass = 49,07597 Par. Cubikzoll = 0,97349 Liter
= 2 Nössel.

1 Liter = 1 Cubikdecimeter = 1 Kilogramm Wasser von
+ 4° C. = 0,2568082 Hann. Stübchen à 270 Cubikzoll.

Gewichte. 1 Hann. Centner = 100 Pfund = 46,7711 Kilogramm.

1 Hann. Pfund = 32 Loth = 2 Mark = 467,711 Gramm.

1 Hann. Loth = 4 Quentchen = 14,616 Gramm.

1 Hann. Quentchen = 3,654 Gramm.

1 Hann. Mark Silbergewicht = $\frac{1}{2}$ Pfund = 16 Loth à 18
Grän = 233,855 Gramm.

1 Hann. Grän Silbergewicht = 0,812 Gramm.

1 Hann. Mark Goldgewicht = 24 Karrat à 12 Grän =
233,855 Gramm.

1 Hann. Karat = 9,744 Gramm.

1 Hann. Grän Goldgewicht = 0,812 Gramm.

1 Gramm = 1 Cubikcentimeter Wasser bei + 4° C. im
luftleeren Raume.

1 Kilogramm = 1000 Gramm = 2,138072 Hann. Pfund.

Münzen. 1 Hann. Thaler (⌘) = 24 Gute Groschen (gg) à 12
Pfennige (℔) = 3,75 Francs.

1 Hann. Gute Groschen = 0,156 Francs = 15,6 Centimen.

1 Hann. Pfennig = 0,013 Francs = 1,3 Centimen.

1 Francs = 100 Centimen = 20 Sous = 6 Gute Groschen
4,8 Pfennig.

1 Hann. Ducaten (ex auro Hercyniae) = 3 Thaler Gold.

1 Hann. Pistole = 5 Thaler Gold.

Gewichte von Unterharzer Materialien.

Erze und Beschickungsmaterialien. Es wiegt ein Scherben:

Rohes Stufferz	4 Ctr. 26 Pfd.	Rohes Kniest	3 Ctr. 23 Pfd.
Bergkern	4 - 26 -	Gerösteter Kniest	2 - 86 -
Waschkern	4 - 17 -	Bleischlacken	2 - 96 -
Gränpel	4 - 30 -	Leseschlacken	3 - 20 -
Schlieg	3 - 76 -	Rohe Schiefer	2 - 29 -
Vitriolklein	3 - 30 -	Gebrannte Schiefer	2 - 18 -
Geröstetes Kupfererz	3 - 29 -	Bleistein	3 - 10 -
Geröstetes Bleierz	2 - 89 -		

Bei Taxation der Vorräthe von Erz etc. wird zur Bestimmung ihrer Scherbenzahl der durch Messen und Berechnung gefundene Inhalt in Cubikfuss bei Blei- und Kupfererz durch 3, bei Gräupel durch $2\frac{1}{2}$, bei Kniest und Oberharzer Schlacken durch 3, bei Bleistein, wenn er lose liegt, durch $3\frac{1}{2}$ und, wenn er längere Zeit in grossen Haufen gelegen hat, durch 3 dividirt.

Brennmaterialien. 1 Malter Brennholz zu 80 Cubikfuss Hann. enthält an wirklicher Holzmasse:

Arten des Holzes.	Wirkliche Holzmasse Cubicf.	Gewicht v. 1 Cubikf. in Pfunden.
Laubholz.		
1) Scheitholz	48	45,24
2) Trumppholz	52	50,03
3) Knüppelholz		
a) Durchforstungsholz	45	53,20
b) Astholz von alten Bäumen	40	53,20
4) Stöckerholz		
a) Durchforstungsholz	35	53,10
b) Astholz von alten Bäumen	27	53,30
5) Stuckenholz		
a) starkes	40	45,9
b) geringes	35	
6) Waasen (1 Schock = 60 Stück)		
a) starke Ast- u. Stöckerwaasen	20	—
b) Knüppelwaasen	30	—
Nadelholz.		
1) Scheitholz	50	28,4
2) Trumppholz	55	
3) Knüppelholz		
a) Durchforstungsholz	50	35
b) Astholz von alten Bäumen		
4) Stöckerholz		
a) Durchforstungsholz	40	37,8
b) Astholz von alten Bäumen	30	
5) Stuckenholz		
a) starkes	45	42,4
b) geringes	40	
6) Röstescheitholz	50	28
7) Waasen (1 Schock)		
a) geringe Astwaasen	16	28,6
b) starke Ast- u. Stöckerwaasen	22	37,3
c) Knüppelwaasen	34	40,1

Eine Fichtenwaase von $3\frac{1}{2}'$ Länge und 30" Umfang wiegt bei Astholz etwa 7,2 Pfd., bei Knüppelholz 11,4 Pfd. und hat 2 Cubikf. Inhalt.

1 Karre Kohlen = 10 Maass à 10 Cubikf.

1 Maass Kohlen durchschnittl. = 75 Pfd.

1 Füllfass Kohlen = 22 Pfd.

1 Karre Fichtenkohlen muss bei der Anlieferung 10 Maass 1 Karre harte Kohlen 9 Maass halten. Beim demnächstigen Ausmessen aus der Schuppe rechnet man auf 1 Karre resp. 9 und

8 Maass. Um bei Taxation der Kohlenvorräthe ihre Karrenzahl zu finden, dividirt man deren in Cubikfuss ermittelten Rauminhalt durch 80, wenn die Kohlen in der Schuppe dicht aufeinander liegen.

1 Balgen Schaumburger (Obernkirchner) Cokes enthält **2,37 Hannov. Cubikf.** und wiegt **28 Pfd.**; auf den Unterharzer Hütten wird derselbe gehäuft voll gemessen und sein Inhalt zu **3 Hann. Cubikf.** und sein Gewicht zu **33 Pfd.** angenommen. **1 Füllfass** davon wiegt etwa **35 Pfd.**

1 Balgen Hannov. Gascokes = **3 Cubikf.** wiegt **35 Pfd.** Bei Taxation der Cokesvorräthe wird zur Feststellung ihrer Balgenzahl der in Cubikfuss berechnete Inhalt des Haufwerks durch 3 dividirt, wenn die Cokes lose liegen, und durch **2½**, wenn sie dicht aufgehäuft sind.

In ihrer Wirkung rechnet man

- | | | |
|--|------------------------|----------------------------|
| 1 Karre Kohlen | = 15 | Balg. Obernk. Cokes |
| 1 Balgen Gascokes | = 5¼ | - |
| 1 Mltr. Fichtenrösteholz | = 7½ | - |
| 1 Schock Waasen | = 7½ | - |
| 1 Maass Fichtenzapfen (10 Cbfss.) | = 1½ | - |
| 1 Schock Knüppelwaasen | = 11¼ | Mltr. Rösteholz. |

Sonstige Materialien. **1 Himten gepochter Kalkmergel** = **82 Pfd.**

1 Himten gepochter Thonmergel = **74 Pfd.** **1 Ruthe Bruchsteine** hält bei **8' Länge, 8' Breite** und **4' Höhe** **256 Cubikf.**

28,4	50	1) Scheitholz
	55	2) Trumfholz
		3) Knüppelholz
35	50	4) Durchforstungsholz
		5) Astholz von alten Bäumen
	40	6) Stöckerholz
37,8	30	7) Durchforstungsholz
		8) Astholz von alten Bäumen
	45	9) Stuckenholz
42,4	40	10) starkes
	50	11) geringes
28		12) Röstescheitholz
		13) Waasen (1 Schock)
28,6	16	14) geringe Astwaasen
37,3	22	15) starke Ast- u. Stöckerwaasen
40,1	34	16) Knüppelwaasen

Eine Fichtenwaase von 31' Länge und 30" Umfang wiegt bei Astholz etwa 72 Pfd., bei Knüppelholz 114 Pfd. und hat 2 Cubikf. Inhalt.

- 1 Karre Kohlen = 10 Maass à 10 Cubikf.
- 1 Maass Kohlen durchschnittl. = 75 Pfd.
- 1 Füllfass Kohlen = 32 Pfd.

1 Karre Fichtenkohlen muss bei der Anlieferung 10 Maass harte Kohlen 9 Maass halten. Beim demnächstigen Ausmessen aus der Schuppe rechnet man auf 1 Karre resp. 9 und

Abzugarbeit ar.

hes Bleierz.
en Haufen geröstet.

geröstetes Erz.
weiten Röstung.

geröstetes Erz.
itten Röstung.

geröstetes Erz.
kupferigem Blei und
Wird verschmolzen.

Verkblei.
th. Silber. Wird
trieben.

13. n.
Letztere
geröstet
eisches Schwarz-
reien geröstet.

hglätte.
Blei und $\frac{1}{16}$ Lth.
eist zum Kupfer-
wird sie für sich
echt.

20. Kau
Geht in de
beit.

istein.
chstechen.

rätze.
cht.

23. Frischschla
Mit 20—30 Pfd. Blei
wieder in die Fris
zurück.

stein).
und 2—2 $\frac{1}{2}$
geröstet.

50. Schwarzkupfer.
Zu Nr. 51.

22. Schlacke.

auf die Bleierzschlacke

Zweiter Kupferstein (Bleistein)

Wird 4—5mal geröstet.

Kupferstein.

und 1—1 $\frac{1}{2}$ Lth. Silber.

mal geröstet, nachdem

er zersägt worden ist.

51.

Wasserkupferstein.

verschmelzen.

Wird

Wird

Wird

Wird

41. Stein.

Zurück zu Nr. 39

Wird

199612 J

8. Bleierschlacke. 9. Galmei. 10. Spiesglanz.

15. Abzug. 16. Reiner Abspiegelung.

Abundant.

24. Schlacke. Kommt je nach
ihrem Gehalte auf die Halde oder
auf die Bleierschichten.

25. Werkblei. Mit $2\frac{1}{2}$ — $3\frac{1}{2}$ Lth. Silber
Wird gegossen.

27. Gessigtes Abzugwerkblei.
Mit 3-3½ Lb. Silber. Wird vertrieben.
(Nr. 30)

zugewachsen Nr. 15.
Geht zurück ins Ab-
und 2½—3 Lth. Silber.
Mit 83—86 Pfd. Blei
32. Abzug.
33. Abstrich.
34. Herd.
Auf die Bleienschichten.

n Hütte.

Σπ Nr 10'
11' KLEIN

Σπ Nr 10'
11' KLEIN

5. Deckenera,
Wird im Freien ausgelegt,
angelaugt und dann getrocknet
das Ertrachten regnet.

II. Vordrögnung

Σπ Nr 10'
11' KLEIN

9. Schl
Ueber die

Σπ Nr 10'
11' KLEIN

15. Krätz und Ofenbrüche.
Werden für eine Krätzwäsche
aufgesammelt.

16.
Für sich

III. Frischblei

24. Frischblei.
Wird aufgesammelt und halbähr-
in die Goldschmelze Nr 13
ei Blicksilber.

29. Abz
Auf die

Σπ Nr 12'
20' B. Ofenbrüche aus KLEIN Gelmer

33. Ges
Geht nach
arbei

3. Blicksilber.
38. Abzugsscheidung. (Anl. VI)
Zu Nr. 18

5. Krätz.
Zu Nr. 24.

Stammbaum von der Bl

3. Rohschwefel.
Zur Lötung. (Anl. III. Nr. 2.)

9. Schlacken.
Ueber die Halde.
10. Bleistein.
11. Lehmsole.
Werden gemeinschaftlich im Freien gestöckel.
Vide Nr. 45.

16. Abzug.
Für sich verschmolzen.
17. Armer Abstrich.
Wird für sich verfracht.
18. Reicher Abstrich.
Werden den Erzschnitten als zugesetzt

27. Abstrichblei.
In den Handel.
28. Erzkörner.
Zu Nr. 24.

29. Abzugsschlacken.
Auf die Erzschnitten.
30. Abzugstein.
Wird gesiegt.

33. Gesiegtter Abzugstein.
Geht nach Oker in die Kupfer-
arbeit. (Anl. I. Nr. 26.)
34. Abzugblei.
Mit Nr. 36 ver-
trieben.
35. Krätz.
Zu Nr. 37.

38. Abzug.
Zu Nr. 16.
39. Armer Abstrich.
Zu Nr. 17.
40. Reicher Abstrich.
Zu Nr. 18.

rung und Vitri

s Erz.
ste Röstung.

4. Kerne.
Nr. 11 in die zweite Röstung.

10. I
Wird 2—3mal mit fr
heisst dann Rohlauge, t Nr. 4 in
und kommt in die Su

klärte Lauge.
ampfen in die Pfanne
epumpt.

Erz.
Wi
Ble

Lauge. (32—36° B.)
ütten gelassen und steht
Tage zur Klärung.

29. Beraumeklümpe.
Zum Rösten. Nr. 27.

30. Schlacke.
Ueber die Halde.

31.
Wird 2
und d

35. Galmei.
Gesammelt.

36. Krätz.
Ausgeharkt.

Wird
fä

21
Wird

Wird

Stammbaum von d

3. Hochschwefel.
Wird zusammen mit dem Okerstein
Sephionhütter Schwefel in der Schwefel
geläutert.

7. Lauterer Schwefel.
Wird in einen grossen Kessel geschöpft, muss
dort 12 Stunden stehen und sich klären.

9. Gelber Schwefel.
Wird geschmolzen.
9. Gelber Rückstandschwefel.
Wird bei Nr. 3 wieder zugesetzt.

17. Schürflauge.
Kommt zum Garsieden in die Pfannen.

18. Gesottene Lauge.
Wird in die Kühlbütten geschöpft.

19. Lauge.
Wird in die Setz-
fässer geschöpft.
20. Schmutzig gelber Bo-
densatz.
Wie Nr. 23.

39. Herd.
Wie Nr. 43.

21. Vitriol.
Wird calcinirt.
22. Mutterlauge.
Fliesst in die Mutterlauge-
bütte.
23. Bodensatz und vitriolische
Zurück zu Nr. 10.

24. Bodensatz.
Zurück zu Nr. 17.
25. Mutterlauge.
Gesamm.

24. Calcinirter Zinkvitriol.
Wird getrocknet, gesiebt und
in den Handel gegeben.

28. Grobe Schlacken.
Zu Nr. 29.

62. Abzug.
63. Erster Absatz.

rzer Bleispeise.

2. Splacke. Mit 10—13 Loofen verschmolzen. Armwerken un vee.		7. Schlamm. Zur Kupfersaigerung. (Anl. V. Nr. 24.)
5. Frischstück Werden gesaiget er Verkauf tfindet.	22. Kupferstein. Wird wie der Kupferstein aus der Kupfer- und Blei- arbeit behandelt. (Anl. I. Nr. 49. und V. Nr. 15.)	23. Krätzblei. Wie Nr. 20.
8. Kieh Werden gedarr		
11. Darrlin Werden auf dem Gaarherd gaar g 2.)	16. Blicksilber. Gehen in die Gold- scheidung.	17. Herd. Wird beim Krätzfrischen (Anl. V. Nr. III.) oder Bleierzschmel- zen (Anl. I. Nr. 7.) zugeschlagen.
24. Gaark Mit 2 Loth Silber den Han		

Stammbaum von der

3. Speisestück Wird mit Nr. 3. überm schmolzen	2. Speisegerüst Mit 10-13 Loth Silber Arbeiten und Glätte im verschmolzen
18. Speise Wie Nr. 3. Wird wie der der Kupfer Nr. 13. b	5. Frischstücke Werden gegossen Zum Krätzchen (Anl. V. Nr. III)
9. Saigerstücke Kommt zum Krätzchen (Anl. V. Nr. 3)	8. Krätzstücke Werden gegossen und abgeschliffen
12. Darschlacke 13. Schlamm Kommt zum Krätzchen (Anl. V. Nr. III)	11. Darlinge Werden auf dem grossen Gaard gar gemacht
25. Gaarschlacken Werden wie die Gaarschlacken der Kupfer arbeit (Anl. V. Nr. 41) zugegemacht	24. Gaarkupfer Mit 2 Loth Silber Geh in den Handel

n auf Frau M

d Steinschmelz

ohes Kupfererz.
Wird geröstet.

l geröst. Kupfererz.
e zweite Röstung.

al geröst. Kupfererz.
e dritte Röstung.

al geröst. Kupfererz.
Kupfer. Wird überm
ofen verschmolzen.

O. Rohstein.
Pfd. Schwarzkupfer und

ber. Wird 3mal geröstet.
er Rohstein (Rohrrost).
d verschmolzen.

Kupferstein.
warzkupfer und 50 g Gaar-
Wird 3mal geröstet.

Kupferstein (Kupferrost)
d verschmolzen.

Schlacke.
Kupfer. Zu Nr. 7.

31. Sangerk...
Zam...

37. Dartschlacke.
70 g Blei, die 20 g Kupfer
Ich. ...
38. Dartschlacke

39. ...
Mit 100 g ...
40. ...

41. ...
42. ...

43. ...
44. ...

21. Ausschurkratz.
Zu Nr. 11.

22. Verblausenschlackenstein.
Zu Nr. 12.

Zu Nr. 13.

212

2. Hohlbohrer
4. Stangenbohrer

8. Kupfererschlacke
Mit 1 Pfd. Kupfer, theils zu Nr. 7, theils
über die Halbe

13. Schlacke
Mit 2-3 Pfd. Kupfer zu Nr. 7

22. Verblasenschlacke
Mit 50-70 Pfd. bleichem Schwarzkupfer
Wird mit Nr. 40, 58 verschmolzen

25. Armfischstücke
26. Hei

Werden gegaseigt

28. Armwerke
Mit 2 1/2 Lb Silber und 2-3 Kupfer
zum Heischen

33. Glase
33. Herd
Zum Abgießen des Bleies

34. Darmschlacke
Zum Gut- und Heischen
Wird mit Nr. 13

31. Gasschlacke
Mit 1-2 Lb Silber, zum Heischen
von Nr. 23

18. Erbsenschlacke
Mit 20-30 Pfd. Blei, auf die
Blei zu Nr. 13

Heiz von Nr. 27, 31

Dker.

Sämm $\frac{3}{8}$ — $\frac{3}{4}$ Grän Gold in der Mark
Muffel feingebrannt.

2 4. Zweiter Krätz.

Mit 15 Loen, Kohlen, Herd von den Testen,
nen Tie einschaftlich mit Nr. 19. und 21. mit
Kupfererzschlacke über einen Blei-
rischofen verschmolzen.

Werden

62 Mark Verkblei.

zellan Silber im Centner; wird
poratorium bis zu 80 Ctr.
vertrieben und das Silber

Mit Silberscheidung gegeben.
mal mit col

30. Schlacken.

Kommt auf die Bleierz-
schichten.

22. Ausgekochtes Goldkupferoxyd.
Wird getrocknet, mit saurem so-
felsauren Natron in einem Porz-
tiegel geglüht und mit Wasse-
ausgesüsst.

weite Lauge.
fortgelassen.

24. Ausgesüsstes Gold
Wird getrocknet und mit Sal-
und Borax in einem Hessian-
Tiegel vor dem Gebläse jährlich
geschmolzen.

15. Lauge.

Wird mit Nr. 25. in der Gold-
pfanne mit Kupfer erhitzt.

26. Feines Gold.
Mit 23 Karat 8—10 Grän
Goldgehalt, geht an die bei-
derseitigen Münzen.

Fällsilber.
Nr. 17.

32. Schwefelsaures Kupferoxyd.
Zu Nr. 10.

e.

tz.

4.

Stammbaum von

1. Sämmtliche Bleikörper von den 3 hallerischen Hütten werden getrennt, aber Kohlenfeuer erhält in

2. Goldisches Brandsilber.
Mit 15 Loh 16 Grün Silber; wird in wasser-
nen Tiegeln eingeschmolzen und granuliert.
Silber mit

3. Granalien.
Werden in Quantitäten von 25 Mark mit
62 Mark Schwefelsäure von 66° B. in Por-
zellangefäßen zur Lösung gebracht
G. Krätz.
Wie Nr. 3.

4. Gold.
Mit Silbervertheil gereinigt, wird noch zwei-
mal mit concentrirter Schwefelsäure an-
geköcht
S. Sobz
Wird in Wasser
metallisch

5. Ausgekochtes Gold.
Wird getrocknet, mit einem schwach-
sauren Natrium in einem Porzellan-
gefäß gegül und mit Wasser gut
ausgesüßt
23. Schwefelwasserstoff Silberoxyd
Die erste Portion kommt in die
Kübeln, die zweite wird wieder
zum Lösen angewandt
Wie Nr. 4

6. Ausgeglühtes Gold.
Wird getrocknet und mit Salpeter
und Borax in einem Hesseschen
Tiegel vor dem Gebläse jährlich ein-
geschmolzen
25. Auslaugwasser
Kommt in die Goldpläne
Nr. 15
Wird getrock-
net in Wasser

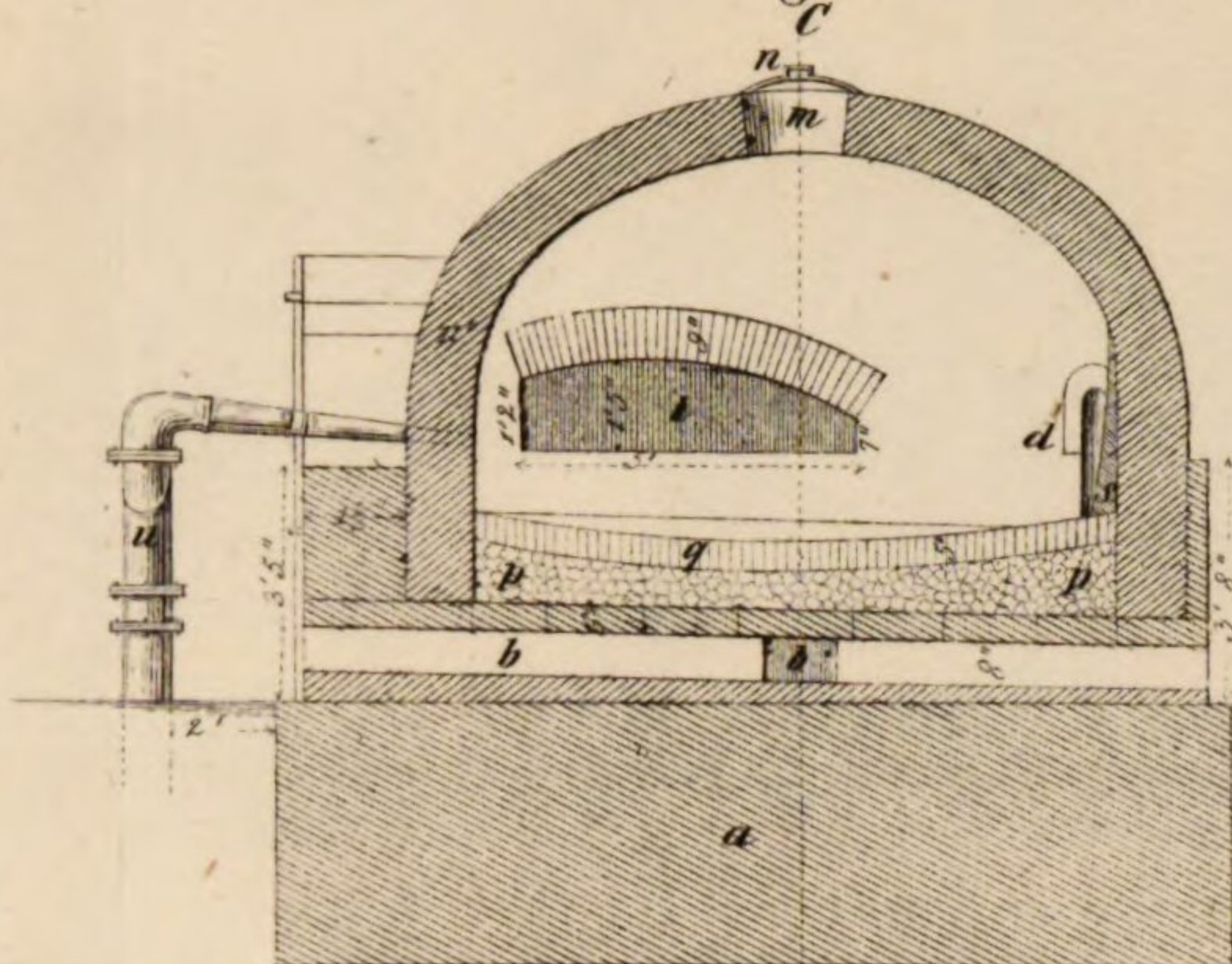
7. Feines Gold.
In 23 Karat 8-10 Grün
Goldgehalt geht an die bei-
gesetzigen Münzen
27. Schlacke
Wird mit Blei auf einem Scherben
verschlackt und das erhaltene Blei-
horn auf einer Kugel abgelenkt
Gehalt mit 15
Feingehalt
Wie Nr. 15

8. Goldlöcher.
Wie Nr. 26
Wie Nr. 15
Wie Nr. 15

Fig.



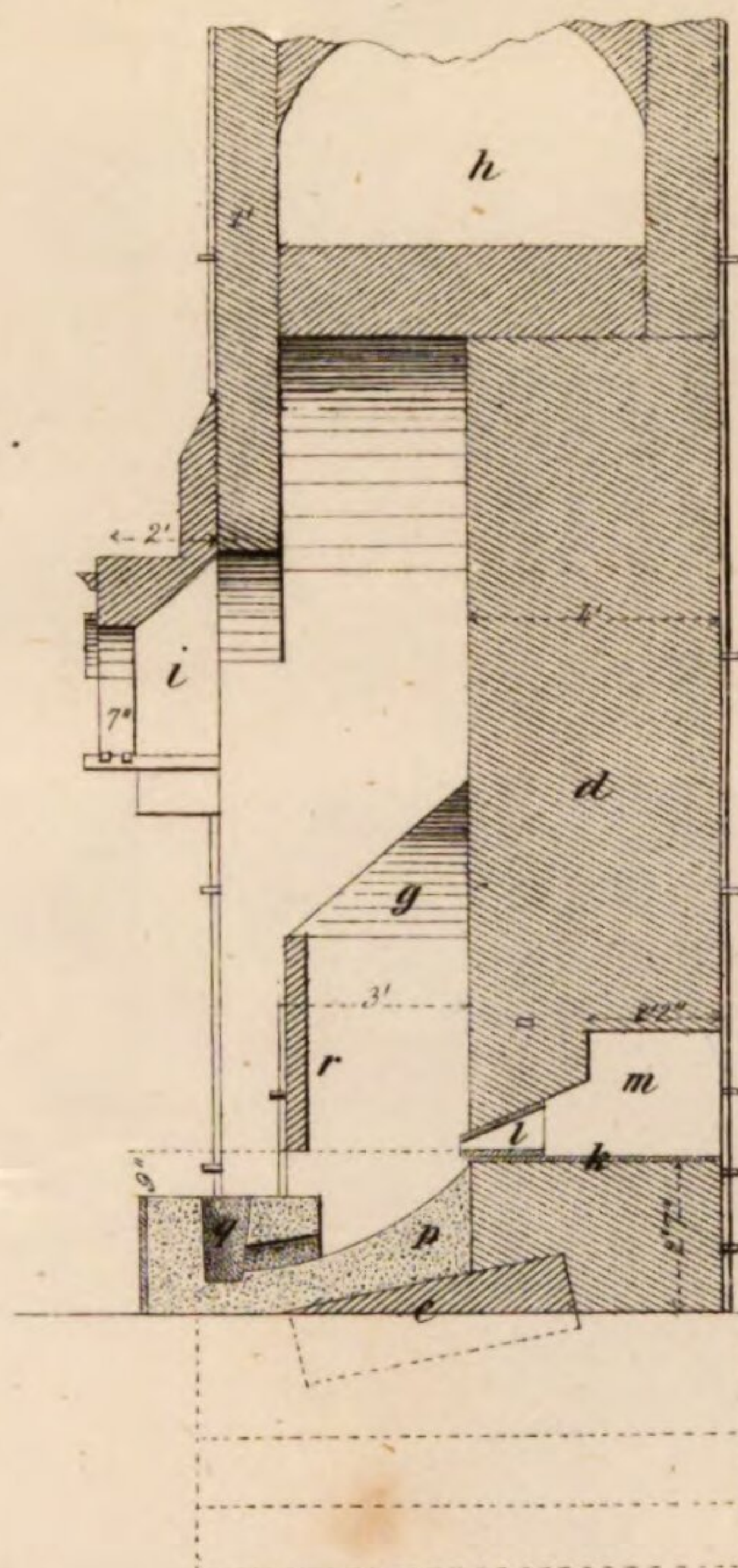
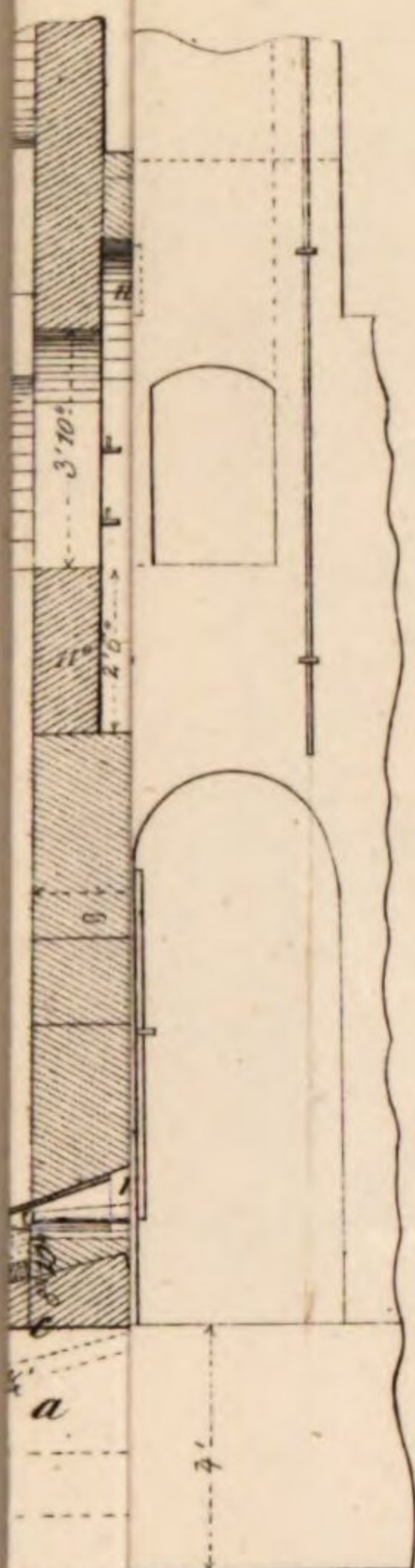
Fig. 9.



lei-Frischofen.

D

Fig. 13.

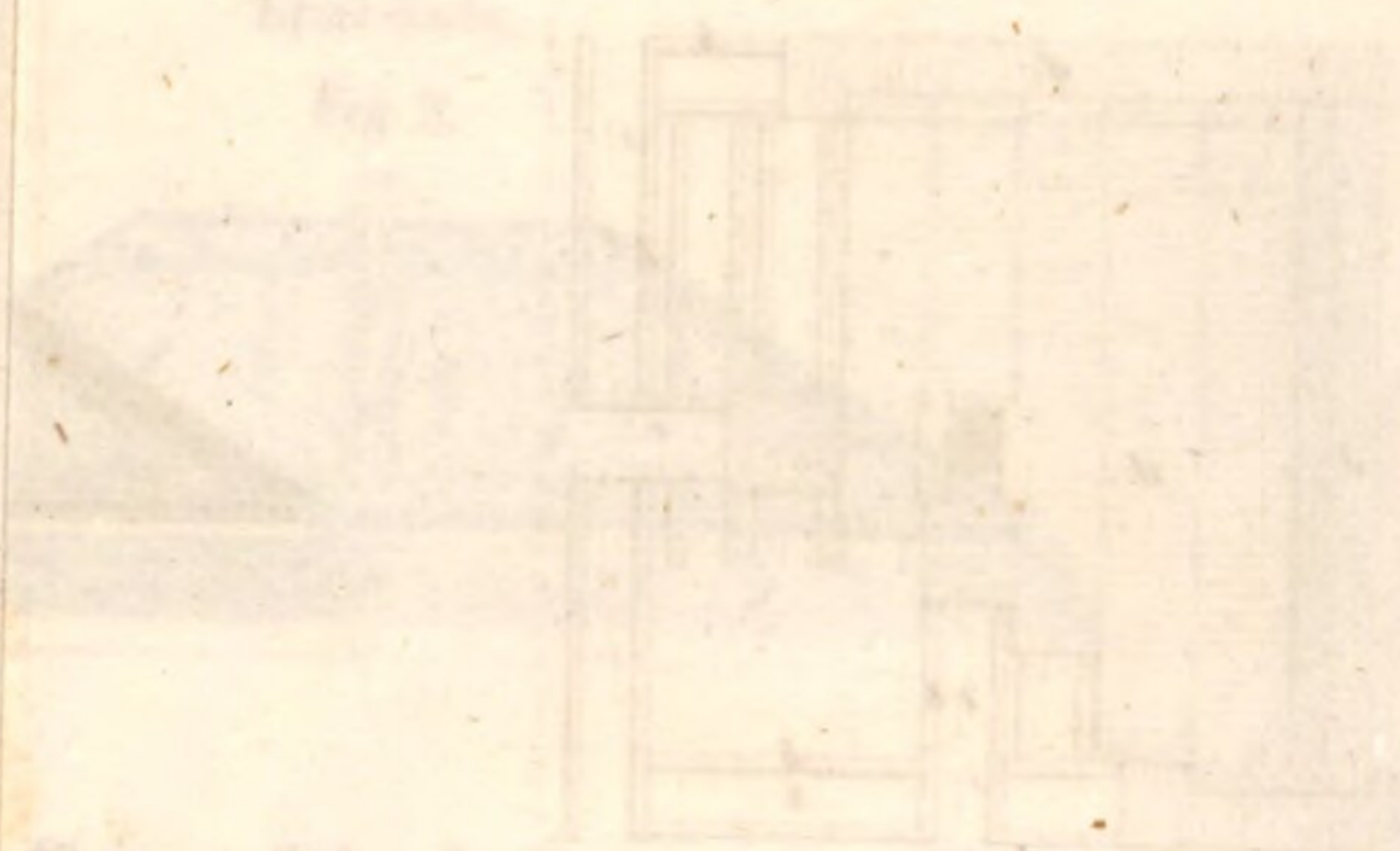


für Fig

Fig. 1

Fig. 2

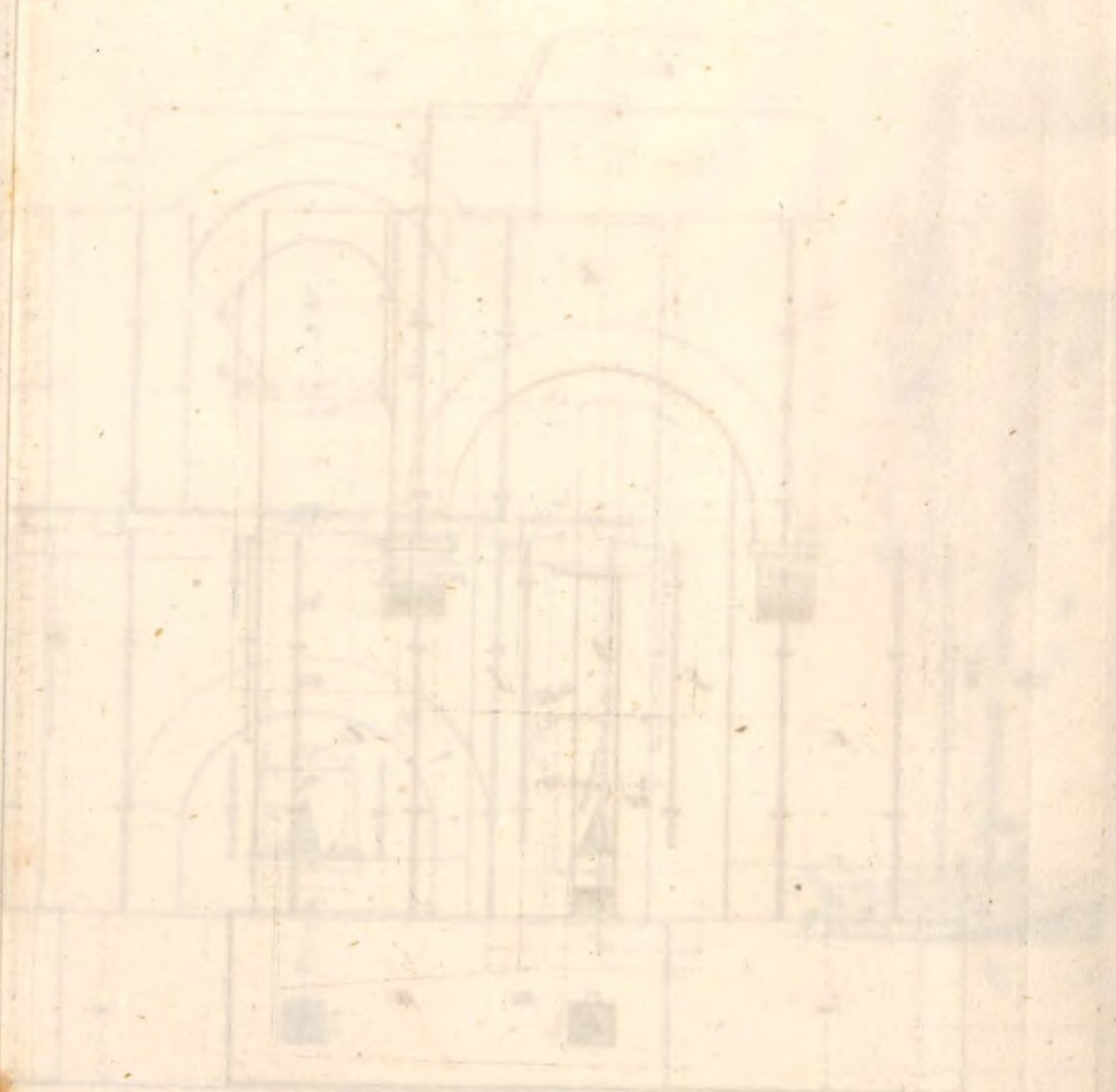
Fig. 3



Meissner-Schulzkafe

Fig. 4

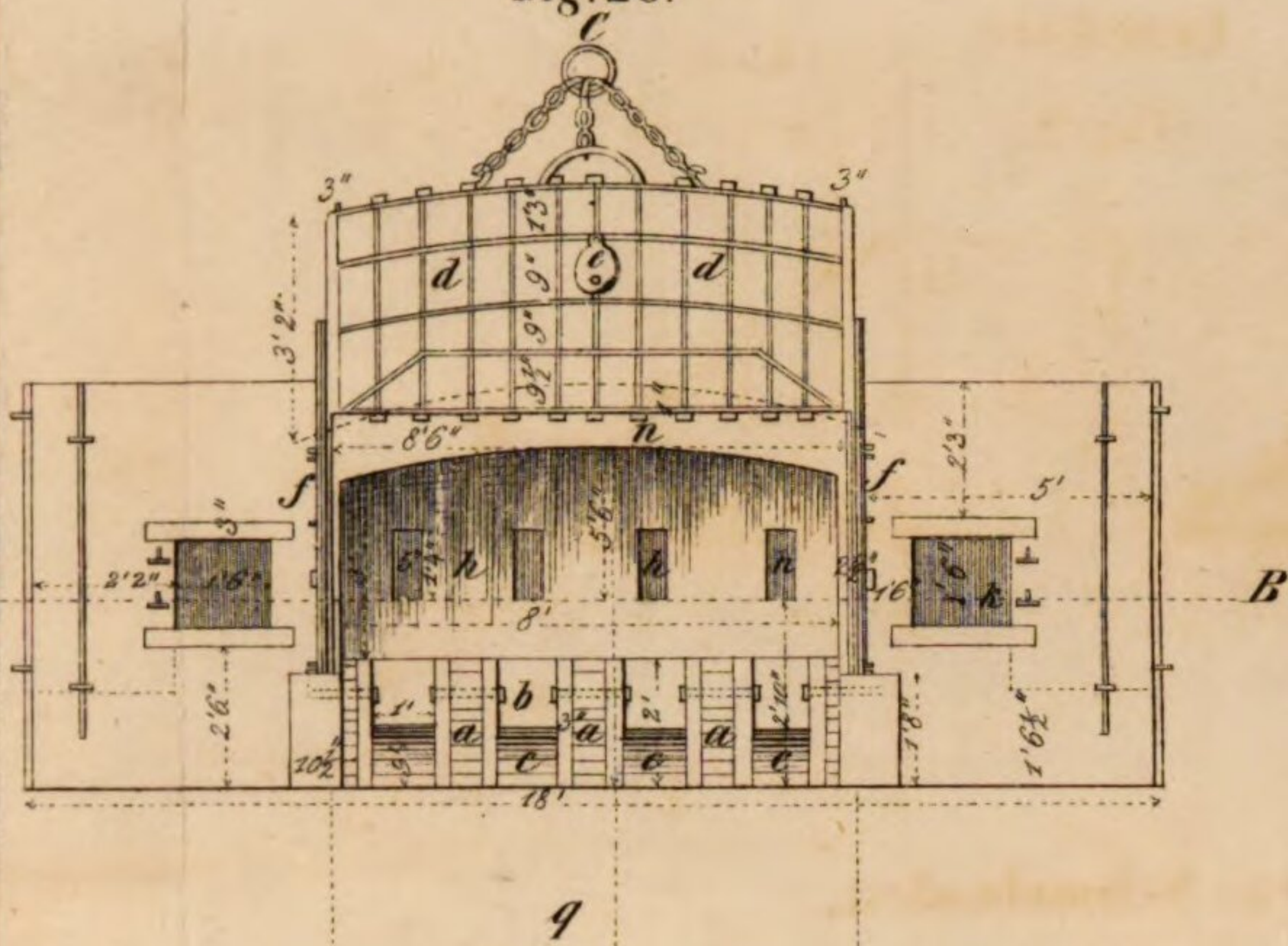
Fig. 5



Handwritten text at the bottom right of the page, possibly a signature or date.

Darrofen.

Fig. 26.



D
Fig. 27.

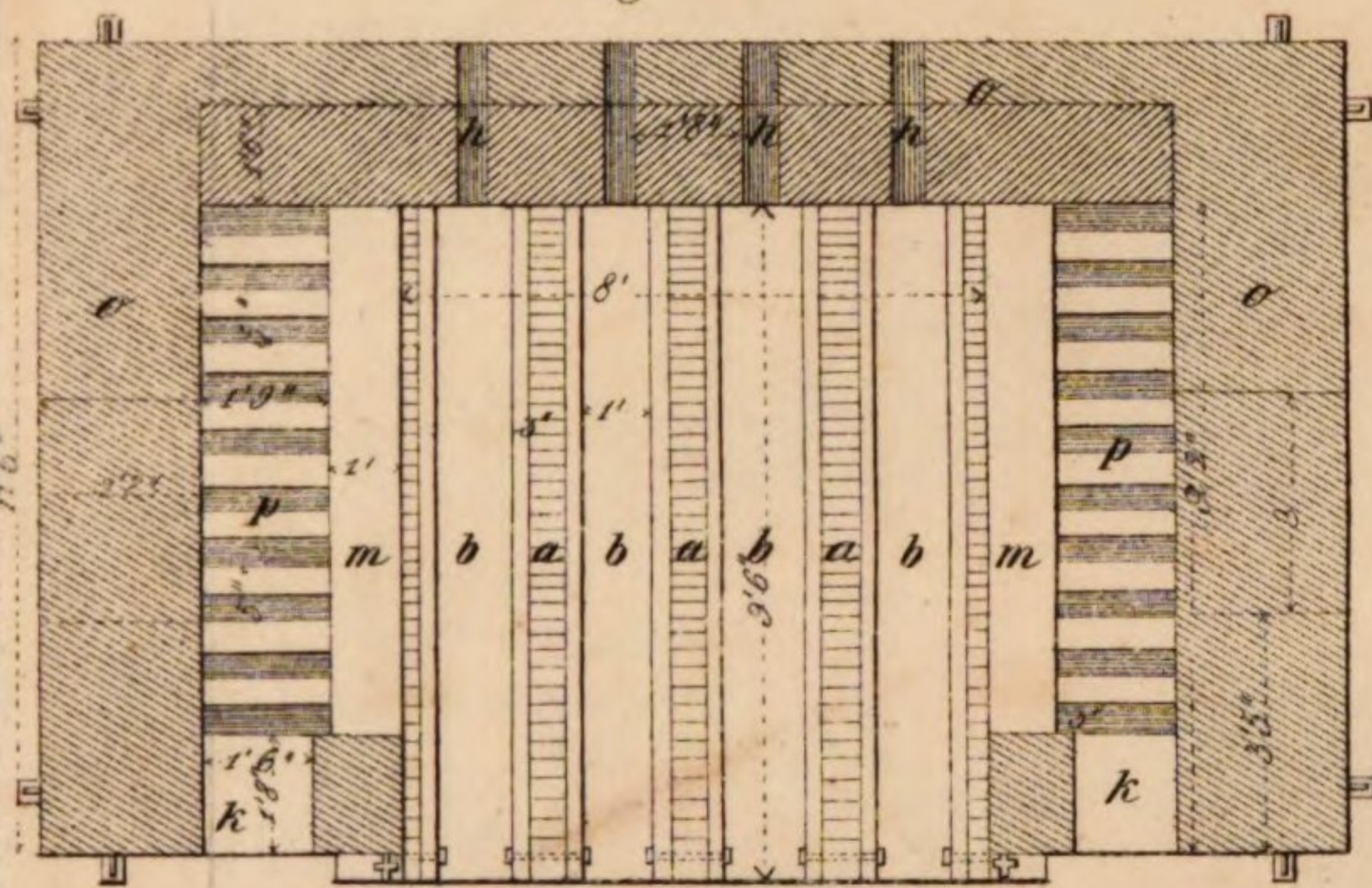
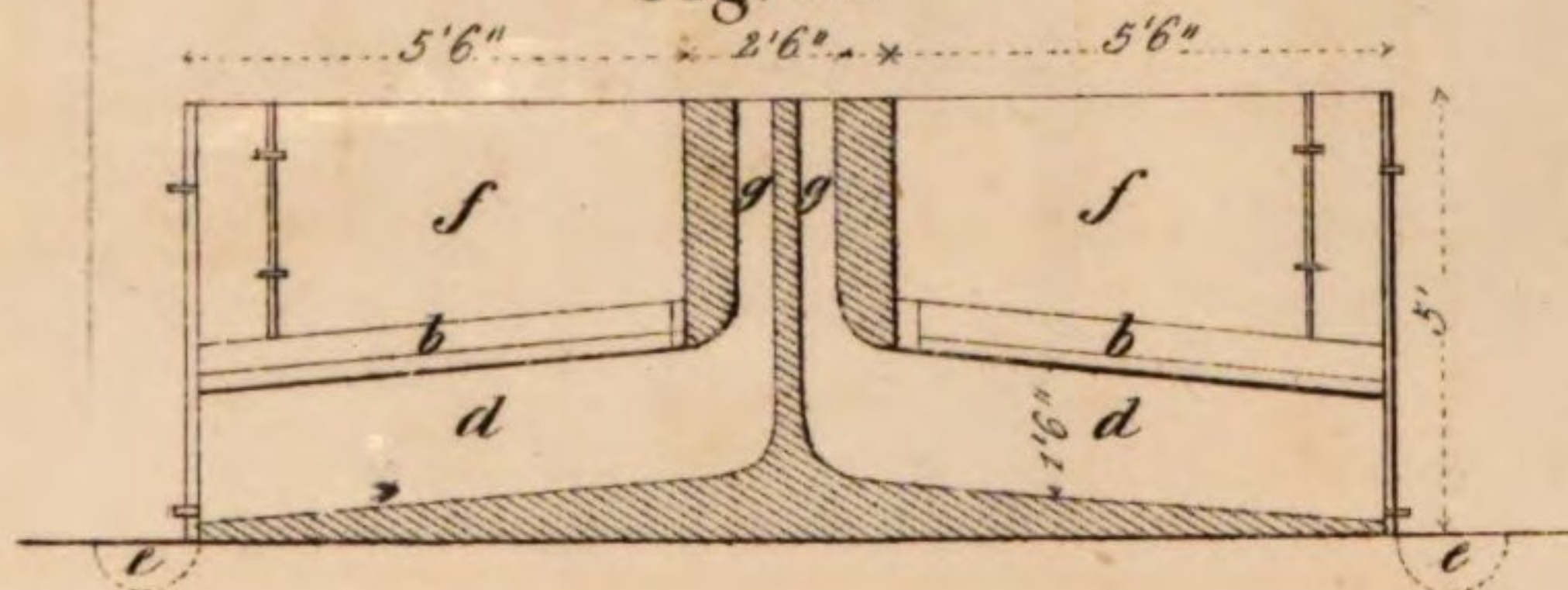


Fig. 25.



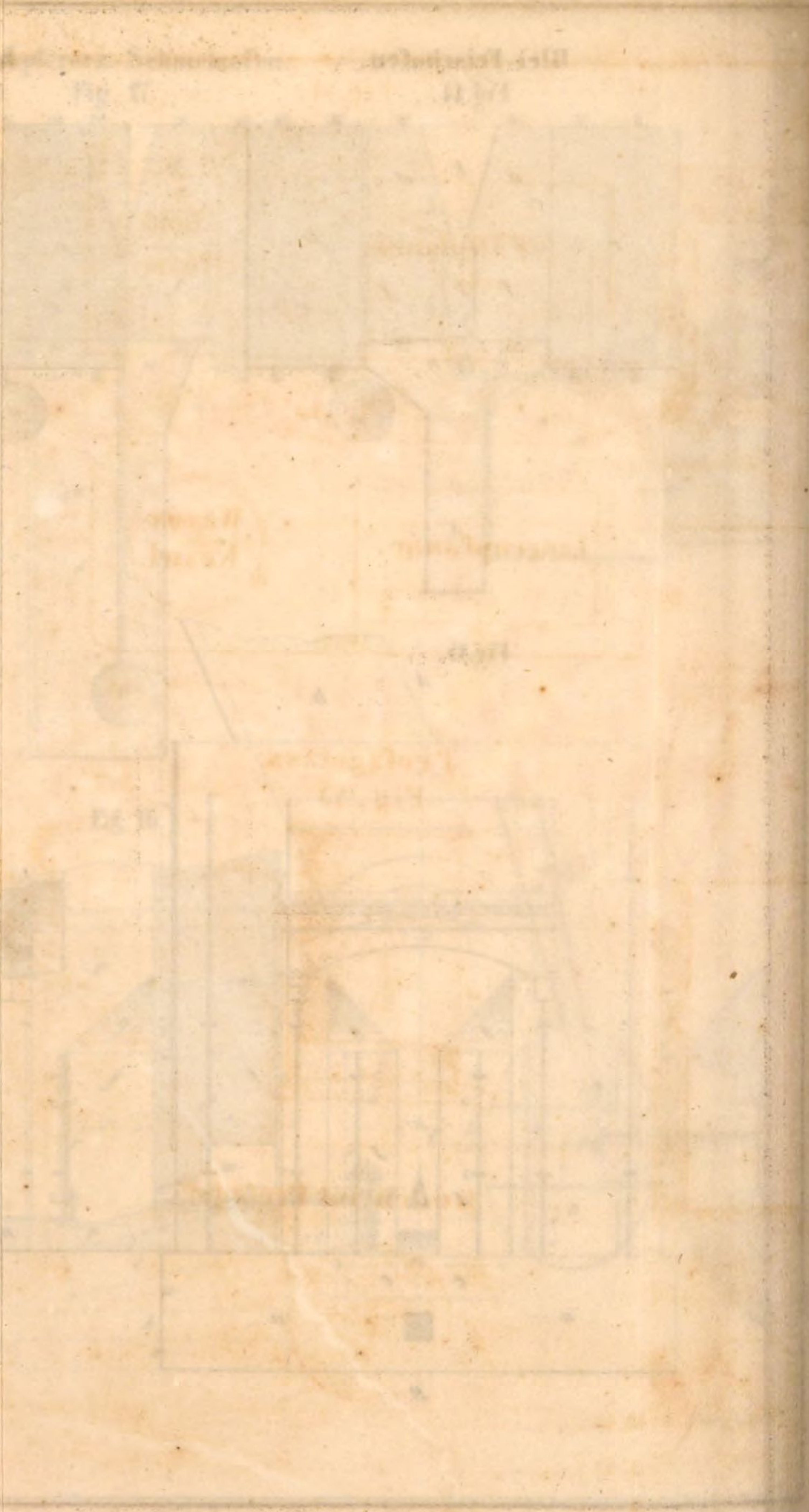


Fig. 44.

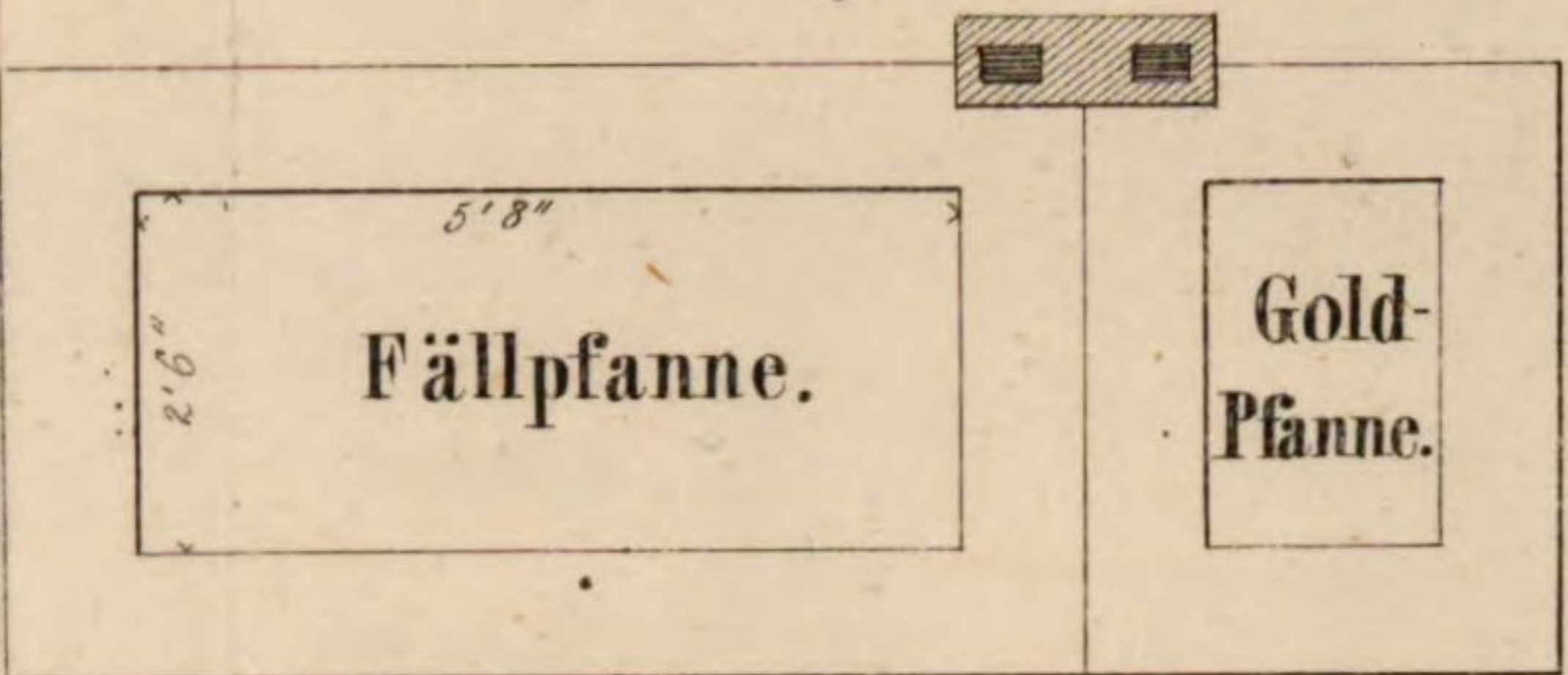
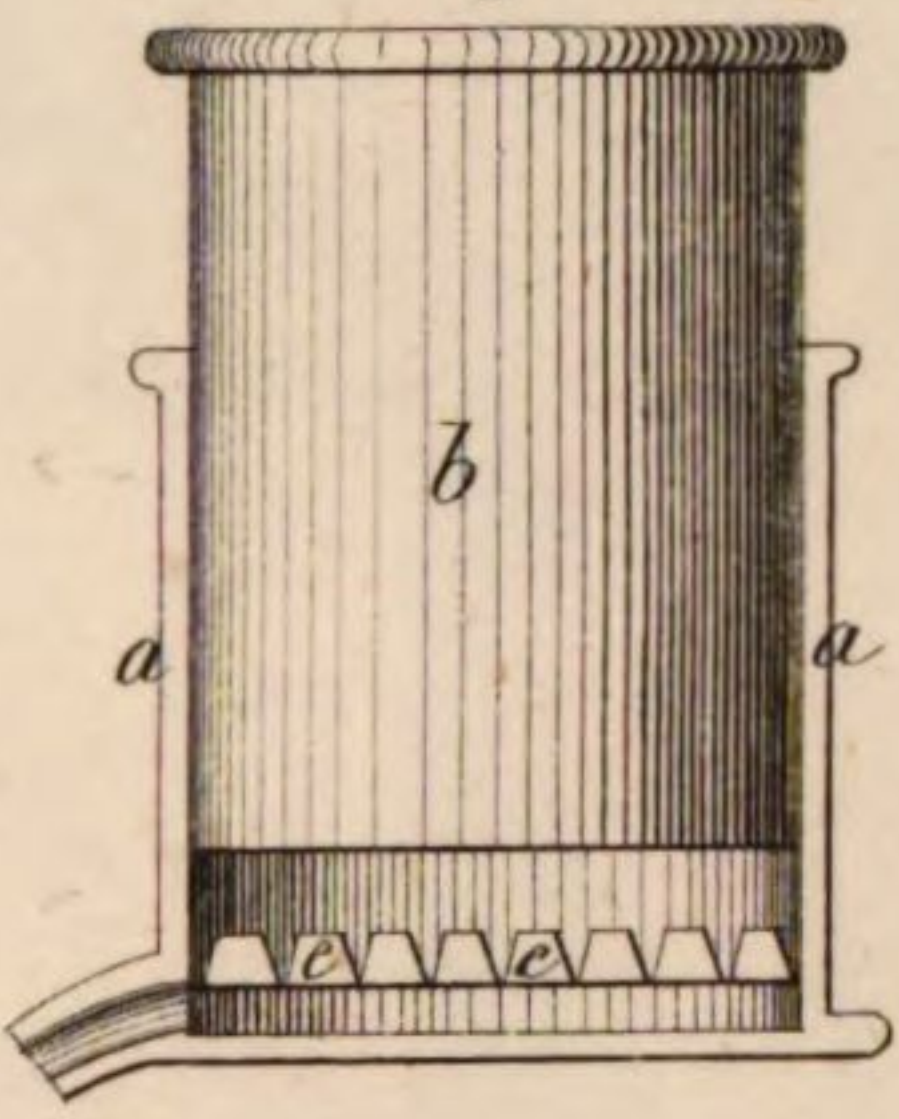


Fig. 45.

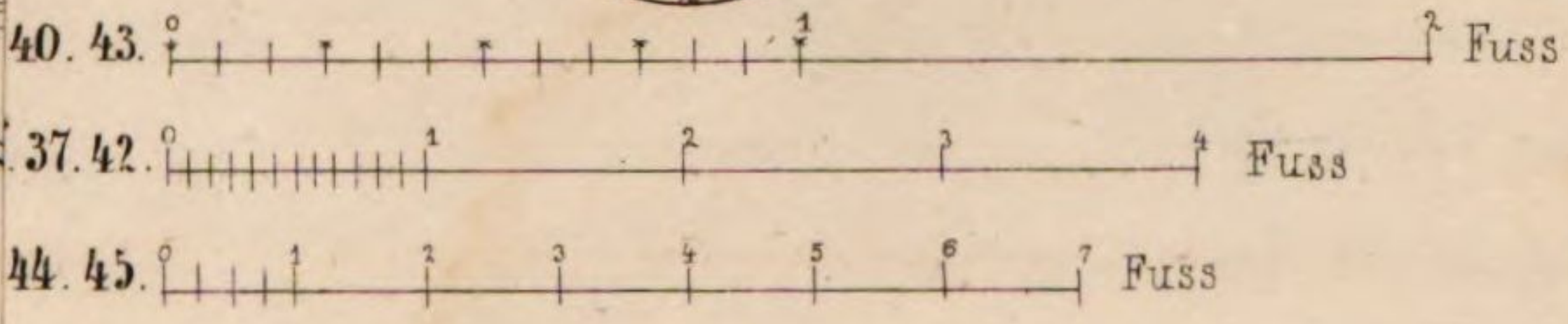
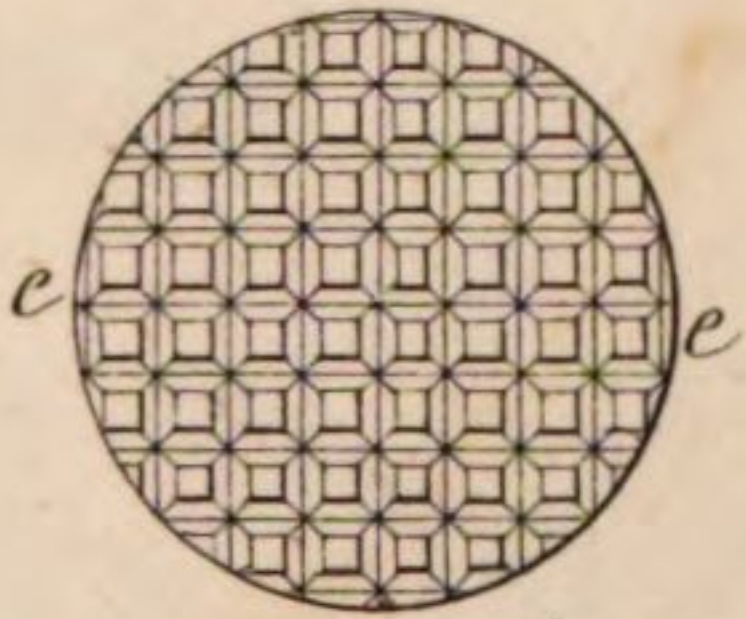


Prefsgefäss.

Fig. 43.



Boden im Prefsgef.



8. Buch

Fig. 18.



Fig. 20.



Fig. 21.





H. HUTMACHER
Buchbinder in
MÜNCHEN.

Kerl, Bruno

Die Rammelsberger Hüttenprozesse am Communion-Unterharze theoretisch und
praktisch dargestellt

Clausthal 1854

Metall. 68 lf

urn:nbn:de:bvb:12-bsb10293060-8